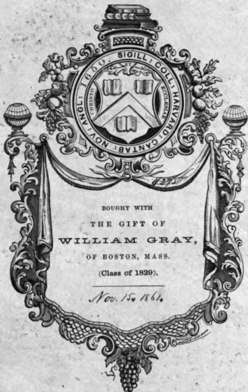

SIGILL : COLL : HARVARD : CANTAB : NOV : ANGL : 1650
CHRISTO
ECCLESIAE

Die

Oberharzer Hüttenprocesse

zur Gewinnung von

Silber, Kupfer, Blei und arseniger Säure

mit besonderer Berücksichtigung

des Vorkommens und der Aufbereitung der Erze.

Von

Georg [illegible]

Bruno Kerl

Königl. Hannoverschem Bergamtsassessor und Lehrer der Metallurgie an der Königlichen Bergschule zu Clausthal.

Zweite,

grösstentheils umgearbeitete Auflage.

Mit 7 Figurentafeln und 11 Anlagen.

Clausthal.

Verlag der Grosse'schen Buchhandlung.

1860.

Hannover.

Schrift und Druck von Fr. Culemann.

Herrn

Geheimen-Finanz-Rath Brüel,

General - Secretair
des Königlich Hannoverschen Finanz-Ministeriums, Vorstand der Königlichen Münze in Hannover, Ritter des Hannov. Guelphen-Ordens, Ritter des Oesterreichischen Ordens der eisernen Krone und Ritter des Oldenburgschen Haus- und Verdienst-Ordens

in Hochachtung

der Verfasser.

Vorwort zur ersten Auflage.

Der Mangel aller neueren Literatur über die Oberharzer Hüttenprocesse hat mich veranlasst, besonders im Interesse der vielen alljährlich den Oberharz besuchenden Berg- und Hüttenleute von Fach, die vorliegende Schrift mit gefälliger Unterstützung der Herren Osann, Knocke, Beermann, Kast, Hohmann, Eicke und Reiche, wofür ich denselben meinen tiefgefühlten Dank sage, auszuarbeiten und dabei eine theoretische Begründung mit dem für den Practiker wichtigen Detail zu verbinden.

Um diese Schrift aber auch bei meinem Unterrichte in Hüttenkunde an der Clausthaler Bergschule als Leitfaden benutzen zu können, ist darin das Hauptsächlichste über andere metallurgische Schmelzmethoden mit den Oberharzer Processen in einen möglichst passenden Zusammenhang gebracht und an geeigneten Orten die wichtigste metallurgische Literatur gegeben.

Aus demselben Grunde sind auch die hüttenmännisch darstellbaren Metalle, welche auf dem Oberharze nicht gewonnen werden, ganz kurz da abgehandelt, wo Oberharzer Erze oder Hüttenproducte einen Gehalt daran zeigen, z. B. das Wismuth bei der wismuthhaltigen Testasche, Zink und Gold bei der diese Metalle enthaltenden Lautenthaler Blende etc. Zinn und Quecksilber, von welchen ersteres

am Harze gar nicht, letzteres aber nur selten vorkommt, sind unter den Zusätzen aufgeführt.

Den störenden Einfluss, welchen eine solche Einschaltung fremder hüttenmännischer Gegenstände auf die systematische Darstellung des Hauptgegenstandes ausübt, habe ich nicht verkannt und denselben durch die Wahl verschiedener Lettern einigermassen zu beseitigen gesucht. Ganz konnte ich ihn nicht umgehen, wenn ich nicht den Zweck, dieses Buch auch als Leitfaden bei meinem Unterrichte zu benutzen, aufgeben wollte, und möge dieser Uebelstand darin seine Entschuldigung finden.

Schliesslich sehe ich mich noch veranlasst, dem Herrn A. König sowohl für die beigefügten, mit grosser Sorgfalt entworfenen Ofenzeichnungen, als auch für die Mittheilung seiner gründlichen hüttenmännischen Beobachtungen meinen Dank hierdurch abzustatten.

Clausthal, im Februar 1852.

Bruno Kerl.

Vorwort zur zweiten Auflage.

Seit dem Erscheinen der ersten Auflage dieser Schrift haben die Oberharzer Hüttenprocesse wesentliche Verbesserungen erfahren, welchen in der zweiten Auflage eine besondere Berücksichtigung zu Theil geworden.

Bei Ausarbeitung der letzteren ist ein abgeänderter Plan zum Grunde gelegt. Während in der ersten Auflage, um zugleich als Leitfaden für den Unterricht in Hüttenkunde zu dienen, mit den Oberharzer Hüttenprocessen in passendem Zusammenhange auch auf fremdländischen Hüttenwerken ausgeführte metallurgische Processe abgehandelt worden sind, so beschränkt sich die zweite Auflage auf den Oberharzer Hüttenbetrieb allein, weil der Verfasser durch die Herausgabe seines im Jahre 1855 erschienenen Handbuchs der metallurgischen Hüttenkunde eine derartige Combination für entbehrlich hielt. Dafür sind aber, bei vollständiger Umarbeitung der ursprünglichen Schrift, die Oberharzer Hüttenprocesse in theoretischer, praktischer und ökonomischer Hinsicht einer ausführlicheren Betrachtung unterzogen und ganz neue Kapitel hinzugekommen. Zahlreiche Stammbäume, Tabellen und Figurentafeln sollen die Uebersichtlichkeit und das Verständniss des Betriebes erleichtern.

Im Interesse derjenigen jungen Fachgenossen, welche neben den Oberharzer Hüttenprocessen auch das Bergwesen an Ort und Stelle studiren wollen, ist zur rascheren Orientirung ein kurzer Abriss von den Oberharzer Erzgängen, den darin vorkommenden Mineralien und den dieselben bebauenden Gruben, sowie auch von der Aufbereitung der Erze hinzugefügt worden.

Von den aufgeführten Mineralien finden sich die schönsten Exemplare in dem Mineraliencabinet der hiesigen Königlichen Bergschule, ebendaselbst auch in der Sammlung von Gangstücken Belege für das nach den neuesten Ansichten geschilderte Erzvorkommen auf den Gängen. Ueber die Ausfüllungsmassen der Gänge sind möglichst detaillirte Angaben gemacht worden, weil die Qualität derselben beim Schmelzprocesse einen wesentlichen Einfluss ausübt.

In Betreff der die Gänge abbauenden Gruben ist ausser den allgemeinen Verhältnissen derselben der hauptsächlichsten derzeitigen Betriebspuncte Erwähnung geschehen, desgleichen neuerer Anlagen, interessanter Gangverhältnisse, Erzvorkommnisse u. dergl.

Bei der Skizzirung der Aufbereitung wird, nachdem von ihrer allmähligen Entwicklung und dem derzeitigen Stand die Rede gewesen, ganz kurz das in den einzelnen Pochwerken befolgte, hauptsächlich nach der Beschaffenheit der Erze sich richtende Arbeitsverfahren unter Angabe der dabei wirksamen Maschinen mitgetheilt.

Als neueste Aufbereitungsversuche, welche während des Druckes dieser Schrift unternommen und zum Theil noch nicht abgeschlossen sind, können folgende erwähnt werden: mit Hunt's Trichterapparat zur Concentration der Mehle und Schlämme im 1. Clausth. Thalspochwerk; mit Neuerburger's Classificateur zur Separation der Pochtrübe ebendaselbst; mit der Rittingerschen Setzwäsche (Setzmaschine mit stossherdähnlicher Bewegung) im 10. Clausth. Thalspochwerk, sehr gute Resultate versprechend; mit einer vom hiesigen Oberpochsteiger Schell angegebenen Setzmaschine von ausgezeichneter continuirlicher Wirkung im 1., 5. und 9. Clausth. Thalspochwerk; mit einem continuirlich wirkenden Trichterherd nach Rittinger im 10. Clausth. Thalspochwerk; mit der Aufbereitung reicher Andreasberger Silbererze. In der eingestellten Silbernaaler Frischhütte bei Clausthal sollen in nächster Zeit Zerkleinerungs-Versuche mit Walzen von verschiedenem Durchmesser ausgeführt werden.

Die Angaben über Gewichte und Münzen beziehen sich, wo nichts Anderes bemerkt ist, auf das nach Massgabe der desfallsigen hannov. Gesetzgebung vom Juni 1857 festgesetzte System; es hat jedoch bisweilen nicht vermieden werden können, Gewichte und Münzen des älteren Systemes

zu citiren und ist dies dann immer besonders angedeutet. Zur Vergleichung der älteren und neueren Gewichte und Münzen unter sich und mit denen anderer Länder, so wie über die Längen-Masse etc. ist eine Tabelle beigefügt.

Noch halte ich mich für verpflichtet, in Dankbarkeit anzuerkennen, welch grossen Werth die gefälligen Mittheilungen der Herren A. Beermann, E. Kast, E. Strauch, A. Wiegand und Th. Wimmer bei Ausarbeitung dieser Schrift für mich gehabt haben. Ich empfehle dieselbe den Fachgenossen zur nachsichtigen Beurtheilung mit dem Wunsche, dass sie, der Praxis entnommen, auch in der Praxis nützen möge.

Clausthal, im Juli 1860.

Bruno Kerl.

Inhaltsverzeichniss.

Die Oberharzer Hüttenprocesse.

Allgemeiner Theil.

Erster Abschnitt.

Schmelzmaterialien.

Erstes Kapitel.

Erze.

Zweites Kapitel.

Brennmaterialien.

Drittes Kapitel.

Schmelzzuschläge.

Zweiter Abschnitt.

Hüttenapparate und Werkzeuge.

Erstes Kapitel.

Ofenbaumaterialien.

Zweites Kapitel.

Oefen.

Drittes Kapitel.

Werkzeuge und Geräthschaften.

Viertes Kapitel.
Gebläse.

Dritter Abschnitt.
Theorie der Hüttenprocesse und Beschaffenheit der dabei fallenden Producte.

Erstes Kapitel.
Blei- und Silbergewinnung.

---

*) Man findet in englischen Schriften mehr „Pattison" als „Pattinson".

Viertes Kapitel.

Metallverluste und deren Ermittlung bei den Schmelzprocessen.

Specieller Theil.

I. Abschnitt.

Blei- und Silberhüttenbetrieb zur Frankenscharner Hütte bei Clausthal.

II. Abschnitt.

Blei-, Silber- und Kupferhüttenbetrieb zur Altenauer Hütte.

Erstes Kapitel.

Bleiarbeit.

Zweites Kapitel.
Kupferarbeit.

III. Abschnitt.
Blei-, Silber- und Kupferhüttenbetrieb zur Lautenthaler Hütte.

Erstes Kapitel.
Bleiarbeit.

Drittes Kapitel.
Arsenikarbeit.

Verzeichniss der Anlagen.

Repertorium zu den Figurentafeln.

Tafel I.

Tafel II.

Tafel III.

Tafel IV.

Tafel V.

Tafel VI.

Tafel VII.

Fig. 116 u. 117 Altenauer Cylindergebläse 351.
" 118 u. 127 Clausthaler Cylindergebläse 354.

Hannoversche Massen, Gewichte und Münzen.

Längenmass. 1 Hannov. Fuss = 12 Zoll à 12 Linien = 0,9306 pr. = 0,9240 öster. = 1,0008 bair. = 1,0314 sächs. = 1,0195 würtemb. = 1,0152 kurhess. = 1,1680 grossherz. hess. = 1,0235 braunschw. = 0,9736, bad. und schweiz. = 0,9583 engl. und russ. = 0,8992 paris. Fuss = 0,292094 Meter (1 Meter = 3,423547 hann. Fss).

1 Hannov. Ruthe = 16 hannov. Fss. = 0,4673516 Dekameter = 1,240896 preuss. R. à 12 Fss.

1 Harzer Lachter = 8 Spann (Achtel) à 10 Zoll à 10 Linien = 6,5725347 hannov. Fss = 6 Fss. 6 Z. 10,445 Lin. hannov. = 851,0407145 paris. Lin. = 0,988538 Freiberg. Lachter = 0,917757 preuss. Lachter = 1,9198023 Meter.

Flächenmass. 1 hannov. Quadratfuss = 0,8661 preuss. = 0,8538 öster. = 1,0016 bair. = 1,0638 sächs. = 1,0395 würtemb. = 1,0307 kurhess. = 1,3642 grossherz. hess. = 1,0477 braunschw. = 0,9479 bad. und schweiz. = 0,9184 engl. und russ. = 0,8085 paris. Q.-Fss. = 0,0853 Q.-Meter. (1 Q. Meter = 11,72067 hannov. Q.-Fss.).

Körpermass. 1 hannov. Morgen = 120 hann. Q.-Ruthen = 0,262101 Hectare (1 Hectare = 100 Are, 1 Are = 100 Q.-Meter).

1 hannov. Cubikfuss = 0,8061 preuss. = 0,7889 öster. = 1,0024 bair. = 1,0973 sächs. = 1,0598 würtemb. = 1,0465 kurhess. = 1,5934 grossherz. hess. = 1,0724 braunschw. = 0,9230 bad. und schweiz. = 0,8801 engl. und russ. = 0,7270 paris. Cbfss. = 24,9213 Liter = 0,02492 Cubikmeter (1 Cubikmeter = 1000 Liter oder 1 Kiloliter = 1 Stère = 40,12627 hannov. Cbfss.; 1 Liter = 1 Cubikdecimeter = 1 Kilogr. Wasser von + 4° C. = 0,040126 hannov. Cbfss.; 1 Hectoliter = 100 Liter = 3,210102 hannov. Himten.

1 Hannov. Last = 16 Malter; 1 Mltr. = 6 Himten; 1 Himten = 4 Metzen; 1 Metze = 4 Köpfe.

1 Hannov. Himten = $1^1/_4$ hannov. Cbfss. = 1570,431 paris. Cubikz. = 31,15166 Liter.

1 Hannov. Ohm = 4 Anker = 40 Stübchen = 80 Kannen = 160 Mss. oder Quartier.

1 Hannov. Anker = 10 Stübchen = 1963,039 paris. Cbzll. = 38,9396 Liter.

1 Hannov. Stübchen = 4 Quart. oder Mass = $^1/_8$ Hannov. Himten = 270 hannov. Cbzll. = 196,3039 paris. Cbzll. = 3,89396 Liter.

1 Hannov. Mass oder Quartier = 2 Nössel = 49,07597 par. Cbzll. = 0,97349 Liter.

1 Treiben (Erz, Thonschiefer, Gyps, Kalk) = 40 Tonnen à 4 Kübel oder 6 Himten oder 7,5 Cbfss. = 7,476 Cubikmeter.

1 Karre Kohlen = 10 Mss. à 10 hannov. Cbfss. = 2,492 Cubikmeter; 1 Karre Lehm = 8 Himten = 2 Sack.

1 Malter Holz = 80 hannov. Cbfss = 1,992 Cubikmeter.

1 Balge Koks = $2^1/_2$ hannov. Cbfss. = 0,0623 Cubikmeter.

1 Schock Waasen = 60 Stück.

1 neuer hannov. Centner = 1 Zollcentner = 100 Neupfund = 50 Kilogramm = 106 Pfd. 28 Lth. 3 Quentchen 2,65 Oertchen oder nahe 107 Pfd. alt. Gew. Neues Gewicht.

1 Neupfund = 10 Neuloth = 500 Gramm = 1,069036 Pfd. oder 1 Pfd. 2,209158 Loth alt. Gew.

1 Neuloth = 10 Quint = 3 Loth 1 Quentchen 2,73 Oertchen alt Gew. = 50 Gramm.

1 Quint = 10 Halbgramm = 1 Quentchen 1,47 Oertchen alt. Gew., = 5 Gramm.

1 Halbgramm = 0,55 Oertchen alt. Gew. = 0,5 Gramm. Kleinere Theile des Halbgramms werden ohne besondere Benennung durch Decimalbrüche angegeben.

Das Medicinalpfund fällt weg; 1 Unze = 6 Quint = 8 Drachmen = 24 Skrupel = 480 Gran; 1 Drachme = 7,5 Halbgramm = 3 Skrupel; 1 Skrupel = 2,5 Halbgramm = 20 Gran; 1 Gran = 0,125 Halbgramm = 0,0625 Gramm.

Das Postpfund = 1 Neupfund = 30 Loth.

Das Markgewicht (Münzgewicht) fällt weg.

1 hannov. Centner altes Gew. = 100 alte Pfund à 32 Lth. à 4 Quentchen à 4 Oertchen = 46,7711 Kilogr. = 93 Pfund 5 Neuloth 4 Quint 2,20 Halbgram oder 0,935422 Ctr. neues Gewicht. Altes Gewicht.

1 hannov. Altpfund = 32 Loth = 0,93542 Neupfund.

1 hannov. Altloth = 4 Quentchen = 9,2923 Neuloth.

1 hannov. Quentchen = 4 Oertchen = 7,31 Halbgramm.

1 hannov. Oertchen = 1,83 Halbgramm.

1 altes hannov. Medicinalpfund = 24 Loth = 12 Unzen = 350,783 Gramm; 1 Unze = 8 Drachmen = 29,2319 Gramm; 1 Drachme = 3 Skrupel = 3,65399 Gramm; 1 Skrupel = 20 Gran = 1,218 Gramm; 1 Gran = 0,0609 Gramm.

1 Hannov. Mark Münzgewicht = ½ Pfd. alt. Gew. = 16 Lth à 18 Grän für Silber und = 24 Karat à 12 Grän für Gold

1 Thaler = 30 Neugroschen zu 10 Pfennig = 300 Pf. Neue Münzen.

1 Thaler = 1 Guld. 50 Kr. öster. = 1 Guld. 45 Kr. rheinl. = 3,75 Francs = 3 Schill. Sterl.

1 Neugroschen = 5 Kr. öster. = 3,5 Kr. rheinl. = 1 Sgr. à 12 Pf. preuss

1 Pfennig = 0,5 Kr. öster. = 0,35 Kr. rheinl. = 1⅕ Pf. preuss.

1 Franc à 100 Centimes = 8 Ngr. 1 Pf.; 1 öster. Gulden zu 100 Kr. = 20 Ngr.; 1 rheinl. oder süddeutscher Gulden zu 60 Kr. = 17 Ngr. 1⁴⁄₇ Pf.; 1 brem. Thaler zu 72 Grot à 5 Schwaren = 1 Thlr. 1 Ngr. 6 Pf.; 1 dän. Reichsthaler Species zu 192 Schill. = 1 Thlr. 15 Ngr. 5 Pf.; 1 engl. Schilling, wovon 5 auf 1 Krone gehen, zu 12 Pence = 9 Ngr. 4 Pf.; 1 Hamb. Mark zu 16 Schill. à 12 Pf. = 12 Ngr. 4 Pf.; 1 holl. Gulden zu 100 Cents = 17 Ngr.; 1 russ. Rubel zu 100 Kopeken = 1 Thlr 2 Ngr. 4 Pf.; 1 schwed. Speciesthaler zu 48 Schilling à 4 Stüber = 1 Thlr. 15 Ngr. 9 Pf.; 1 Dollar à 100 Cents = 1 Thlr. 13 Ngr. 3 Pf.

1 Thaler = 24 Gutegroschen zu 12 Pfennig = 288 Pfennig. Alte Münzen.

Die Oberharzer Hüttenprocesse.

Die Oberharzer Hüttenprocesse sollen in einem allgemeinen und einem speciellen Theile abgehandelt werden.

Der allgemeine Theil enthält Vorbemerkungen über den Hüttenbetrieb, handelt dann von den erforderlichen Schmelzmaterialien, Apparaten und Geräthschaften und lehrt endlich die chemischen Grundsätze, auf welchen die Hüttenprocesse beruhen, sowie die Natur der dabei erfolgenden Producte kennen.

Im speciellen Theil wird gezeigt werden, in welcher Weise diese Grundsätze auf den einzelnen Hüttenwerken zur Anwendung kommen und welche Erfolge man dabei erreicht.

Allgemeiner Theil.

§. 1. Vorbemerkungen.

Gegenstand des Hüttenbetriebes.

Der Oberharzer Silberhüttenbetrieb im Bezirke der Berghauptmannschaft Clausthal bezweckt hauptsächlich die Zugutemachung von silberhaltigem Bleiglanz, mit welchem in verhältnissmässig geringer Menge Kupfererze (Kupferkies, seltener Bournonit und Fahlerze) einbrechen. Nur zur St. Andreasberger Hütte werden neben Bleiglanz auch eigentliche Silbererze (Rothgiltigerz, Antimonsilber, Sprödglaserz etc.) verarbeitet.

Obgleich man in den Aufbereitungswerkstätten bemüht ist, die Kupfererze von dem silberhaltigen Bleiglanze möglichst zu trennen und dieselben dann für sich zugutezumachen (Kiesarbeit, Fahlerzarbeit), so gelingt dieses doch nicht vollständig. In Folge dessen entstehen bei den Bleiarbeiten kupferhaltige Zwischenproducte mit einem grösseren oder geringeren Silbergehalt (Kupferbleisteine), aus welchen durch besondere Processe die nutzbaren Metalle ausgezogen werden.

Eintheilung der Hüttenprocesse.

Hierauf gründet sich die Eintheilung der Hüttenprocesse in die Silber- und Bleiarbeiten, welche in ununterbrochenem Betriebe sind, und in die Kupferarbeiten, welche periodisch verrichtet werden, sobald sich ein für mehrere Schmelzcampagnen hinreichendes Haufwerk angesammelt hat.

Die Kupferarbeiten zerfallen wieder in die Kieskupferarbeiten zur Verhüttung des Kupferkieses und in die Krätzkupferarbeiten zur Zugutemachung der kupferhaltigen Zwischenproducte von den Bleiarbeiten.

Letztere theilt man zur St. Andreasberger Hütte in die reiche und arme Bleiarbeit, je nachdem man derselben reiche Silbererze zuweist oder nicht. Eine Nebenarbeit bildet daselbst die Gewinnung von arseniger Säure beim Abrösten von silberhaltigem gediegenen Arsen behuf dessen Vorbereitung zur Extraction des Silbers durch Blei.

Zur Verarbeitung der bezeichneten Erze und Producte sind nachstehende Hüttenwerke vorhanden: Hüttenwerke.

1) die Frankenscharner Silberhütte bei Clausthal, welche nur silberhaltigen Bleiglanz verschmilzt;

2) die Altenauer Silberhütte, verarbeitet neben silberhaltigem Bleiglanz Kupferkies und die kupferhaltigen Zwischenproducte (Kupferbleisteine) von der Clausthaler und der eigenen Hütte;

3) die Lautenthaler Silberhütte, verhüttet silberhaltigen Bleiglanz, die davon fallenden Kupferbleisteine und Kupferkies;

4) die St. Andreasberger Silberhütte, macht silberhaltigen Bleiglanz, silberhaltige Fahlerze, silberhaltiges Arsen (Scherbenkobalt), so wie die kupferhaltigen Zwischenproducte von den Blei- und Silberarbeiten zu gute.

Die Zutheilung der Erze an die Hütten hängt hauptsächlich von der Belegenheit der Gruben ab und richtet sich auch danach, welche Erze am geeignetsten sind, bei gleichzeitiger Verschmelzuug den Hüttenprocess zu fördern.

Die Lage der verschiedenen Hüttenwerke ergiebt die Jugler'sche Wegekarte vom Oberharze im Notizblatt des Hannoverschen Architecten- und Ingenieurvereins, Bd. I, Heft 4, p. 487 (1855), sowie in dessen Bergwerksverwaltung des Hannoverschen Oberharzes seit 1837, Berlin 1854, pag. 173 und Tafel 14.

Bei dem hohen Alter des Harzer Bergbaues ist über die Entstehung der ersten Schmelzhütten nichts bekannt. Bis zum Jahre 1767 wurden die Bleiglanzschliege geröstet Geschichtliches[1]) von den Silberhütten.

1) Freib. Berg- u. Hüttenm.-Zeit. 1859, Nr. 2. — *Lampadius* Handbuch der allgem. Hüttenkunde. 2. Thl. 2. Bd. 1805. — Bergmänn. Journal 1792. Bd. I, p. 493. Bd. II, p. 1 und 81. — *Freiesleben* Bemerkungen vom Harze. I. Bd. 1795. — *Calvör* histor. Nachrichten von den Harzer Bergwerken. Braunschw. 1765.

Röstreductionsarbeit in Krummöfen.

und in Krummöfen verschmolzen, bei welchem Verfahren ein bedeutender Aufwand an Röstcholz und Kohlen, ein grosser Blei- und Silberverlust durch Verflüchtigung und Verschlackung und auch eine nur verhältnissmässig geringe Production stattfand. Ein Krummofen verarbeitete in 24 Stunden 23¾ Ctr. Beschickung und auf einen Rost (40 Ctr.) Erz verbrannte man 45—50 Mass oder 450—500 Cubikfuss Kohlen. Die Schlacken wurden mit einem Gehalt von 25—30 Pfd. Blei im Centner an die Unterharzer Schmelzhütten abgegeben.

Reductionsarbeit in Hohöfen.

Niederschlagsarbeit.

Durch Anwendung höherer Oefen seit 1767 stellte sich zwar der Betrieb besser, allein der bedeutende Röstcholzverbrauch blieb, weshalb man zur Einschränkung desselben in den Jahren 1773 und 1774 zum Verschmelzen der ungerösteten Erze mit Roheisen, zur Niederschlagsarbeit in Hohöfen überging.[1]) Schon in den nächsten Jahren zeigte sich die Vortheilhaftigkeit dieses Verfahrens in der grossen Ersparung an Zeit, Kohlen und dem bessern Ausbringen, indem der Bleigehalt der Schlacken auf 5—3 % herunterging. Allein die Arbeit kam bald wieder ins Stocken, die Production verminderte sich, der Brennmaterialconsum stieg, man setzte in 24 Stunden nur 17—18 Ctr. Beschickung durch und verbrannte auf einen Rost 47 Mass oder 470 Cubikfuss Kohlen. Der Grund davon lag nicht in der von den Arbeitern vorgegebenen Strengflüssigkeit der Erze, sondern in der üblichen Tagelohnsarbeit, bei welcher der Arbeiter nur seine Schicht verfuhr, unbekümmert darum, ob er viel oder wenig durchsetzte. Durch Einführung einer theilweisen Gedingarbeit, wodurch dem Arbeiter die bessere Ueberwachung des Ofenganges zur Pflicht gemacht, aber dann auch die Aussicht auf einen höheren Lohnverdienst eröffnet wurde, besserte sich der Betrieb wieder, und nachdem mehrere Jahre ein theilweises Verdingen der Arbeit zur Ermittlung der entsprechenden Gedinglöhne stattgefunden hatte, fixirte man seit 1801 dieselben und setzte, um das Durchschmelzen eines übergrossen Quantums Beschickung

1) Ueber *v. Reden's* mehrförmige Schmelzöfen im Bergm.-Journal. 8 Stück. 1790, p. 97.

auf Kosten des Ausbringens zu verhindern, eine Grenze in dem durchzusetzenden Beschickungsquantum fest, welche der Arbeiter ohne Strafe nicht überschreiten darf. Diese Einrichtung, verbunden mit einer strengen Beaufsichtigung des Schmelzens abseiten der Hüttenbeamten, hat sich bis zum heutigen Tage bewährt.[1])

Die Einführung der Arsenikarbeit zur St. Andreasberger Hütte im Jahre 1832 hat die vortheilhafte Zugutemachung sehr arsenikalischer Silbererze ermöglicht.

Versuche zur Ersetzung der Niederschlagsarbeit.

v. Trebra's Amalgamationsversuche[2]) mit Oberharzer Erzen abgerechnet, hat man zu verschiedenen Zeiten die Niederschlagsarbeit wegen des damit verbundenen bedeutenden Verbrauchs an Eisen und des Umfanges der Bleisteinarbeiten durch andere Processe zu ersetzen vergeblich versucht.

Schmelzen mit Kalkstein.

In den Jahren 1816 und 1817 zur Clausthaler Hütte und 1829 zur Lautenthaler Hütte angestellte Versuche, Kalkstein, gebrannten Kalk und Braunspath[3]) als Surrogat für das Eisen bei der Schlieg- und Steinarbeit zur Bindung des Schwefels anzuwenden, fielen ungünstig aus; das Schmelzen ging streng, Schlacke und Stein sonderten sich nicht gehörig und der Ofen versetzte sich bald. Desgleichen wurde aus später zu erörternden Gründen die Anwendung des Kalkes bei der Steinarbeit zu Lautenthal nicht für zweckmässig befunden, dagegen gab derselbe gleichzeitig mit Eisen bei der Altenauer Steinarbeit zugeschlagen gute Resultate. Seit einigen Jahren lässt man jedoch daselbst den Zuschlag sowohl von Kalk als auch von Eisen weg und erzielt dadurch den Fall geringerer Mengen von Steinschlacken.

Rastofenschmelzen mit Bleisteinschlacken, Eisenstein und Kalk.

Das Verschmelzen der ungerösteten Bleiglanzschliege zur Clausthaler Hütte in den Jahren 1835 und 1836 in einem nach Art eines Eisenhohofens zugestellten Rastofens[4]) bezweckte ebenfalls die Ersetzung des metallischen Eisens durch eisenreiche Bleisteinschlacken und Eisen-

1) *Lampadius* Handb. der allgem. Hüttenk. II. Thl. 2. Bd. p. 7. 1827.

2) *Gilbert* Handb. für Reisende durch Deutschland. III. 527. 1794.

3) *Zimmermann's* Harzgebirge. I, 450.

4) *Bartels* in Karsten's Archiv 2 R. X, 286.

steine. Durch gleichzeitige Zuschläge von Kalk sollte aus diesen Substanzen das oxydirte Eisen abgeschieden werden, sich reduciren und dann entschwefelnd wirken. Zwar erhielt man arme Schlacken und bleiarme Steine, allein der Ofenbetrieb war wegen Bildung von Eisensauen und rascher Zerstörung des Gestelles höchst schwierig zu leiten, und es fand ohne Ersparung an Kohlen und ohne Vergrösserung der Production ein grösserer Silberverlust, als beim gewöhnlichen Schliegschmelzen, statt.

Schmelzen von gerösteten Erzen mit Eisenfrischschlacken und Kalk.

Auch der im Jahre 1854 zu Clausthaler Hütte abgeführte Schmelzversuch, Bleiglanzschlieg im gerösteten Zustande mit Eisenfrischschlacken[1]) im gewöhnlichen Schliegofen zu verschmelzen, ergab im Vergleich mit der üblichen Schmelzmethode hinsichtlich des Blei- und Silberausbringens, sowie des Brennmaterialaufwandes ungünstige Resultate.

Schmelzen im Flammofen.

Die Hoffnungen, welche man von der Einführung des Flammofenbetriebes hegte, sind auch nicht in Erfüllung gegangen. Für denselben sprach die Anwendbarkeit roher Brennmaterialien, die Entbehrlichkeit des Eisens und des Gebläses, die Uebersichtlichkeit des Betriebes und der Erfolg nur geringer Rückstände. In Folge des Kieselerdegehaltes der Erze trat jedoch beim Rösten derselben eine für das Silber- und Bleiausbringen höchst nachtheilige Verschlackung ein, mochte man sich des englischen Röstsaigerprocesses[2]) (in den Jahren 1833 und 1835) oder des französischen Röstreductionsprocesses[3]) (in den Jahren 1848 und 1850) bedienen.

Knörperschmelzen.

Bei dem üblichen Schmelzen reicher und in Folge dessen mit grösseren mechanischen Verlusten aufbereiteter Bleierze in Schliegform entsteht viel Flugstaub, weshalb man sich vom Verschmelzen ärmerer Erze in Knörperform die Vortheile versprach, welche man an anderen Orten damit erreicht hat. Bei dem nicht unbedeutenden Quarzgehalte

1) *Kerl* in Berg- und Hüttenm.-Zeitung 1855, Nr. 23. — Mittheil. des naturw. Vereins Maja zu Clausthal. 2. Heft, 1856, p. 17.

2) *Bartels* in Karsten's Archiv 2 R. X, 91.

3) *Kerl* in Berg- und Hüttenm.-Zeitung 1854, Nr. 21—28.

der Erze war man früher nicht im Stande, mittelst der vorhandenen hölzernen Spitzbälge die zum Schmelzen erforderliche Temperatur hervorzubringen. Nach dem Einbau eines Cylindergebläses zur Altenauer Hütte wurden in der letzteren Zeit die Versuche wiederholt. Man vermochte zwar bei bedeutender Windpressung und Anwendung von Cokes eine hinreichende Schmelztemperatur hervorzubringen, jedoch nur bei einem bedeutenden Brennmaterialaufwande. Hierüber, sowie über das Ausbringen werden fortgesetzte Versuche bestimmte Resultate geben.

Surrogate für die Holzkohlen.

Eine nicht unwesentliche Veränderung hat das Oberharzer Silberhüttenwesen durch Anwendung von Cokes (seit 1816 von Obernkirchner und seit 1832 von hannoverschen Gascokes) statt Holzkohlen bei den Steinarbeiten erlitten. Kamen gleich die Cokes den Hütten theurer zu stehen, als die Holzkohlen, so war man doch auf die Zuhülfenahme der ersteren in Folge des Holzmangels angewiesen, welcher zu jener Zeit als Folge von den früheren verheerenden Wirkungen der Wurmtrockniss und der Windfälle eingetreten war. Erze in Schliegform liessen sich früher mit den grossblasigen Schaumburger Cokes weniger gut verschmelzen, indem die Poren der letzteren sich mit dem Schlieg füllten, eine Incrustation der Cokes eintrat und dieselben nur unvollständig verbrannten. In Folge dieses Umstandes hat man seit Einführung der Cokes die Schliegarbeit vollständig von der Steinarbeit getrennt, indem man letzterer nicht mehr ärmere Schliege zutheilt. Auch wird seit 1832 die ganze Steinarbeit über Krummöfen betrieben, während früher ein Theil des gerösteten Schliegsteines mit Schlieg im Hohofen durchgeschmolzen wurde. Diese Aenderung veranlasste eine Ersparung an Kohlen, einen bessern Schmelzgang und einen weniger grossen Steinfall.

Zur Zeit werden dichte Cokes im Gemenge mit Holzkohlen beim Schliegschmelzen zur Lautenthaler Hütte versuchsweise angewandt und die Kosten der Holzkohlen und Cokes stellen sich daselbst nahe gleich. Rohe Brennmaterialien (Holz, Torf, Fichtenzapfen) haben sich beim Schlieg- und Steinschmelzen nicht bewährt; sie trugen

nur eine geringe Menge Satz und veranlassten ein Hellgehen der Gicht und in Folge dessen grösseren Bleiverlust.

Ofenconstruction. Mit Einführung der Niederschlagsarbeit ist beim Schliegschmelzen der Krummofen dem mit Flugstaubkammern versehenen Hohofen gewichen, dagegen letzterer dem ersteren bei der Steinarbeit seit Entfernung der Schliege daraus. Eine Erhöhung der Oefen zum Glättefrischen hat neuerdings hinsichtlich des Bleiausbringens und der Qualität des Bleies günstige Resultate ergeben. Die zweiförmigen Oefen haben den von ihnen gehegten Erwartungen (Erhöhung der Production und Ersparung an Brennmaterial) nicht entsprochen, weshalb man nur noch die einförmigen anwendet.

In ökonomischer Hinsicht haben sich zum Ausmauern der Schlieg- und Steinöfen Thonschiefersteine, Schlackensteine [1]) und Cokessteine [2]) mehr oder weniger vortheilhaft erwiesen, desgleichen zum Verstreichen der Fugen und zum Gestübbe gepochter Thonschiefer statt des Landlehmes. Die bei den Treiböfen über dem Glättloche angebrachte Esse gewährt dem Arbeiter Schutz gegen die Bleidämpfe.

Bei der Kupferarbeit haben die Brillenöfen vor den Sumpföfen den Sieg davon getragen und durch Herstellung von Flugstaubkammern über dem kleinen Garherde ist der Kupferverlust beim Garmachen vermindert. Die Röstung der Kupferkiesschliege in Stadeln seit einigen Jahren hat erwünschte Resultate gegeben im Vergleich mit dem früher üblichen gemeinschaftlichen Rösten von Stufferz und Schliegen in Haufen mit Bedachung.

Gebläse. Die mangelhaften hölzernen Spitzbälge sind zum Theil durch Cylindergebläse ersetzt, seit 1856 zur Altenauer und seit 1858 zur Clausthaler Silberhütte. Das Gebläse an ersterem Orte ist ein stehendes, an letzterem ein liegendes mit Kautschukventilen.

Heisse Gebläseluft ist bei den Bleiarbeiten niemals angewandt worden, weil sie auf anderen Blei- und Silberhütten kein Glück gemacht hat.

1) *Kerl* in Berg- und Hüttenm.-Zeitung 1855, Nr. 23.

2) *Kast* in den Mittheil. des Vereins Maja, Jahrg. 1857, Heft 1, p. 16.

Die Qualität des Harzbleies wird hauptsächlich durch einen Antimon- und Kupfergehalt, weniger durch einen geringen Gehalt an Eisen und Zink verschlechtert. Veränderungen, die Verbesserung der Qualität des Bleies betreffend.

Durch die seit einigen Jahren stattfindende Verarbeitung der kupferkiesigen Schliege für sich, welche früher gemeinschaftlich mit den übrigen Schliegen verschmolzen wurden, sowie durch Einführung des Pattinson'schen Processes ist auf die Entfernung des Kupfers, durch letzteren Process auch auf die des Antimons hingewirkt worden.

Das Blei ist aber hauptsächlich seit der Zeit ärmer an Antimon geworden, seit man den beim Abtreiben fallenden antimonreichen Abstrich nicht mehr ins Schlieg- und Steinschmelzen giebt, sondern denselben für sich auf antimonhaltiges Blei, Hartblei, verarbeitet.

Ob, wie es scheint, die Erhöhung der Glättefrischöfen einen günstigen Einfluss auf die Qualität des Bleies ausübt, ist noch durch weitere Versuche zu bestätigen.

Für das Metallausbringen ist besonders förderlich gewesen die Anwendung der Mergelherde statt der Aschenherde beim Abtreiben seit 1829, die Vermehrung des zu vertreibenden Werkequantums, die Erhöhung der Oefen (zur Lautenthaler Hütte [1]) besonders der Glättefrischöfen, das Einbinden der Schliege und des Rauches, die Vorrichtung von Flugstaubkammern über den Steinöfen und dem Kupfergarherde, die Einführung der Arsenikarbeit zur St. Andreasberger Hütte etc. Veränderungen, die Erhöhung des Metallausbringens betreffend.

Versuche, die Saigerung des aus den Kupferbleisteinen erfolgten Schwarzkupfers durch ein hydrostatisches Schmelzen des Steines behuf seiner Entsilberung zu ersetzen, fielen hinsichtlich des Metallausbringens und der Kosten sehr ungünstig aus (1835).

Einen sehr günstigen Einfluss auf das Metallausbringen hat die Einrichtung gehabt, dass man das Lohn für die Schmelzer und Vorläufer nach dem alle Monate Ausgebrachten gleichmässig vertheilt. Bei dieser Einrichtung controllirt der bessere Schmelzer den schlechteren, die Oefen werden mehr geschont, man spart an Brennmaterial u. dgl. m. Früher

1) *Kerl* in der Berg- und Hüttenm.-Zeitung, Nr. 23 de 1855.

wurden die Schmelzer und Vorläufer danach bezahlt, was sie in ihrer Schicht ausgebracht hatten. Das Ausbringen fand alsdann oft auf Kosten der in der nachfolgenden Schicht kommenden Arbeiter statt und es war mehr Aufsicht abseiten der Hüttenbeamten erforderlich.

Durch die Anwendung der Cokessteine werden längere Ofencampagnen beim Schliegschmelzen und Glättefrischen und in Folge dessen ein grösseres Metallausbringen erzielt.

Oekonomische Verbesserungen.

In ökonomischer Hinsicht hat sich unter Anderem als vortheilhaft herausgestellt: die Anwendung des gepochten Thonschiefermehles statt des theureren Landlehmes als Mörtel bei den Schmelzöfen und zum Ausschlagen der Treibhauben, zur Anfertigung von Backsteinen und als Zusatz zum Gestübbe; die Fabrication der Schlackensteine, die Erhöhung der Oefen etc.

Verbesserung der Hüttengebäude.

Die Gebäude der Silberhütten haben, sowohl was Solidität und Zweckmässigkeit, als auch die äusseren Formen betrifft, bei damit vorgenommenen Reparaturen oder bei Neubauten sehr gewonnen, und es haben sich in vielen Fällen die Schlackensteine als ein sehr anwendbares Baumaterial empfohlen. Besonders hat man auch für die Gesundheit der Arbeiter und das bequemere Verrichten ihrer Geschäfte gesorgt durch mehrere Geräumigkeit der Gebäude, vollkommenere Entfernung der Metalldämpfe, Herstellung hellerer und geräumigerer Beschickungsböden u. dgl. m.

Gewerkschaftliche Verhältnisse.

Sämmtliche Hütten und Pochwerke (mit Ausnahme der Dorotheer Erzwäsche, des Bergwerkswohlfahrter Pochwerkes und der Pochwerke der Gruben Samson nebst Felicitas und Katharine Neufang) sind Königlich, die Gruben aber theils Königlich, theils gewerkschaftlich, wodurch die Haushaltsverhältnisse sehr verwickelt werden [1]). Die Verpochung der Erze geschieht für Rechnung der Gruben, welche dafür neben den Löhnen einen nach Dauer der Benutzungszeit berechneten Pochzins bezahlen. Die gewerkschaftlichen Gruben schmelzen in den Hütten gegen Erstattung der Löhne und einen zu entrichtenden Zins und erhalten einen Theil der erforderlichen Materialien, als Holz, Kohlen, Eisen etc. für einen gewissen

1) *Lehzen* Hannovers Staatshaushalt, 1853, Bd. I, p. 112.

mässigen Preis aus den Königlichen Forsten und Werken. Dagegen überlassen sie die fertigen Produckte dem Landesherrn zu bestimmten Preisen, die mehr oder weniger unter den schwankenden Verkaufspreisen stehen, und zwar wird das auf sämmtlichen Hütten ausgebrachte Blicksilber nach dem Feinbrennen in den frühern Clausthaler Münzgebäuden an die Hannoversche Münze abgeliefert. Frischblei, Hartblei, Glätte und Kupfer übernimmt die Berghandlung [1]) in Hannover und lässt deren Vertrieb direct von den Hütten aus besorgen.

Die Schliege von den Königlichen Gruben sowohl, als auch von den gewerkschaftlichen werden zusammen verschmolzen, und man nimmt dann zur Ausmittlung des den gewerkschaftlichen Gruben zukommenden Antheils am Ausgebrachten den nach der Probe ermittelten Metallgehalt der angelieferten Schliege zum Anhalten. Die Berechnung der aufgewandten Materialien, als Holz, Kohlen, Waasen etc. geschieht für die Gewerken nach der Quantität der angelieferten Schliege oder der ausgebrachten Zwischenproducte, z. B. des Werkbleies.

Für die gesammten Ausgaben und Einnahmen der Gruben und Hütten giebt es eine gemeinschaftliche Hauptcasse, die Zehntcasse zu Clausthal, bei welcher für jedes Werk besondere Rechnung geführt wird. Nach dem Ergebniss derselben bestimmt man gewöhnlich, ob bei den gewerkschaftlichen Gruben Ausbeute gezahlt werden könne oder Zubusse gegeben werden müsse.

Harzverwaltung.

Die Verwaltung des Oberharzer Bergwerks-, Hütten- und Forsthaushaltes ist einem aus 6 stimmführenden Mitgliedern bestehenden Berg- und Forstamte zu Clausthal seit dem 1. März 1851 übertragen, welches unter dem Kgl. Finanzministerio zu Hannover steht und in welchem der Berghauptmann den Vorsitz führt. Das Cassen-, Rechnungs- und Revisionswesen ist ausschliesslich dem Berg- und Forstamte untergeordnet. Seit der bezeichneten Zeit ist die aus einem Berghauptmann und einem Referenten bestehende Berghauptmannschaft zu Clausthal nur noch oberste

1) Ibid. p, 140.

Regiminalbehörde, während sie früher auch an der Verwaltung der Gruben, Hütten und Forsten Theil nahm. Dieselbe steht je nach Verschiedenheit der Sachen unter den Ministerien des Inneren, der Finanzen und der geistlichen Angelegenheiten.

Dem Berg- und Forstamte sind zunächst die Betriebsvorstände untergeordnet, nämlich

ein Hüttenraiter für die vier Silberhütten, unter welchem für jede Hütte die Betriebshüttenmeister und die Betriebsrechnungsführer (Hüttenschreiber) stehen; ferner ein Bergmeister für je einen der drei Grubenbezirke, sowie zwei Bezirkscontroleure. Die Grubenbezirke zerfallen in mehrere Gruben umfassende Grubenreviere, denen die Geschworenen als ausführende Beamte und die Einfahrer und Fahrsteiger als Controleure vorstehen. Den Betrieb der einzelnen Gruben leiten die Grubensteiger und unter ihnen stehen die Untersteiger. Ueber die Verhältnisse der Oberharzer Bergarbeiter sind von F. Schell[1]) wichtige Beiträge geliefert.

Unter den Bergmeistern stehen auch die Markscheider und die Rechnungsführer der Gruben, die Schichtmeister.

Die Gruben sind in folgender Weise auf die verschiedenen Bezirke vertheilt:

I. Clausthaler Bezirk.

1) Oberes Burgstädter Revier mit Caroline[2]), Dorothea, Bergmannstrost, Gabe Gottes und Rosenbusch.
2) Mittleres Burgstädter Revier mit Neuer Margarethe.
3) Unteres Burgstädter Revier mit Anna Eleonore, Kranich, Herzog Georg und König Wilhelm, Königin Charlotte.

---

1) *F. W. Schell*, die Verhältnisse des Bergarbeiters am Oberharze. Leipzig bei Wigand 1850.

Derselbe: Einiges über die Classification des Oberharzer Bergpersonal in der Berg- und Hüttenm. Zeitung. 1857, Nr. 26.

Siehe auch *Hausmann's* nordd. Beiträge 1810, Stck. 4, p. 25.

2) Die gesperrt gedruckten Gruben sind gewerkschaftlich.

4) Rosenhöfer Revier mit Neuer Thurm Rosenhof, Alter Segen und Silbersegen.

II. Zellerfelder Bezirk.

1) Zellerfelder Revier mit Ring- und Silberschnur, Regenbogen, Juliane Sophie, Hülfe Gottes.
2) Bergwerkswohlfahrter Revier mit Bergwerkswohlfahrt.
3) Lautenthaler Revier mit Lautenthalsglück, Herzog August und Johann Friedrich.

III. Andreasberger Bezirk.

1) Inwendiger Zug mit Catharina Neufang, Samson, Bergmannstrost, Gnade Gottes und Abendröthe (leztere drei auch „vereinigte Gruben" genannt).
2) Auswendiger Zug mit Andreaskreuz und Felicitas.

Als ein Theil des Silberbergwerkshaushaltes wird der Aufbereitungshaushalt von den Bergmeistern beaufsichtigt und es steht derselbe unmittelbar unter einem Pochgeschworenen, welchem für jeden Bezirk ein Oberpochsteiger untergeordnet ist. Den Betrieb der einzelnen Pochwerke führen die Pochsteiger.

Es sind folgende Aufbereitungsbezirke vorhanden:

I. Clausthaler Bezirk.

1) Thalrevier mit den Anstalten auf dem Rosenhöfer Zuge, im Pochthale und auf Clausthaler Silberhütte.
2) Innerste- und Polsterthalrevier mit den Pochwerken an der Innerste, zu Bergwerkswohlfahrt, auf dem Burgstädter Zuge, im Polsterthal und auf der Altenauer Silberhütte.

II. Zellerfelder Bezirk.

1) Zellerfelder Revier mit den Pochwerken im Zellerfelder Thal, im Spiegelthal, bei Wildemann, Grund und (früher) Schulenberg.
2) Lautenthaler Revier mit den Anstalten bei Lautenthal und zur Bockswiese.

III. Andreasberger Bezirk,

mit den Etablissements bei Andreasberg und auf dasiger Silberhütte.

Allgemeine Literatur d. Oberharzes.

Héron de Villefosse, Mineralreichthum, deutsch von Hartmann. 2. u. 3. Theil. Sondershausen 1822.

Hausmann, über den gegenwärtigen Zustand und die Wichtigkeit des Hannov. Harzes. Göttingen 1832.

Zimmermann, Harzgebirge. 2 Bde. Darmstadt 1834.

Albert, die Bergwerksverwaltung des Hannov. Oberharzes von 1831—1836 in Karsten's Archiv, 2 R. Bd. X, p. 3. (Auch Separatabdruck.)

Lachmann, Physiographie des Harzgebirges und des Herzogthums Braunschweig. Braunschweig 1851.

Kerl, der Oberharz. Clausthal 1852.

Lehzen, Hannovers Staatshaushalt. 1. Bd., p. 98. Hannover 1853.

Jugler, die Bergwerksverwaltung des Hannoverschen Oberharzes seit 1837 und der Ernst August Stollen. Berlin 1854. (Separatabdruck aus Karsten's Arch. 2 R. XXVI.)

Heyse, Beiträge zur Kenntniss des Harzes, seiner Geschichte und Literatur. Heft 1. Aschersleben 1857. (Enthält unter Anderem: Streifzüge durch die Literatur des Harzes, p. 1—48.)

Geognostische Literatur.

Hausmann, über die Bildung des Harzgebirges. Göttingen 1842.

Credner, Uebersicht der geognostischen Verhältnisse Thüringens und des Harzes. Gotha 1843.

F. A. Roemer, Versteinerungen des Harzgebirges. Hannover 1843.

Derselbe, Beiträge zur geologischen Kenntniss des Harzgebirges in Dunker's und v. Meyer's Palaeontographica. Erste Abtheilung, Cassel 1850. Zweite Abtheilung, Cassel 1852. Dritte Abtheilung, Cassel 1855.

Jugler, Ueberblick der geognostischen Verhältnisse des Königreichs Hannover. Hannover 1855.

Allgemeine Karten.

Julius und Berghaus, Karte vom Harzgebirge, nach Roemer's Angabengeo gnostisch colorirt. Braunschweig, Ramdohr'sche Kunstbuchhandlung.

C. Prediger, Karte vom Harzgebirge, mit und ohne geognostisches Colorit, nach den Originalkarten des König-

lichen Berg- und Forstamtes zu Clausthal, nach Papen und Berghaus entworfen. Clausthal, Grosse'sche Buchhandlung 1859. (Besonders zu empfehlen wegen des nach den neuesten geognostischen Beobachtungen ausgeführten Colorits.)

Jugler, geognostische Karte des Oberharzes, in dessen Ueberblick über die geognostischen Verh. des Königreichs Hannover. 1855. Blatt 16. Special-Karten.

Jugler, Wegekarte des Oberharzes, in dessen Bergwerksverwaltung des Hannoverschen Oberharzes seit 1837 und der Ernst August Stollen. Berlin 1854. Taf. XIV.

Jugler, Karte der Tiefen Stollen der Clausthaler und Zellerfelder Grubenbezirke. Ebend. Taf. 4.

C. Prediger, Karte vom nordwestlichen Oberharze. Clausthal, Grosse'sche Buchhandlung, 1851.

C. Prediger, Karte von einem Theile des südlichen Harzes (Lauterberg, Herzberg, Andreasberg) in den Mittheil. des Clausth. Vereins Maja, 1854, p. 54.

F. A. Roemer, Karte der Umgegend von Elbingerode, in dessen Beiträgen zur geolog. Kenntniss d. Harzgebirges. 3 Abth. Cassel 1855. Auch Leonhardt's Jahrb. 1848. Taf. IV.

Erster Abschnitt.

Schmelzmaterialien.

Zu den Schmelzmaterialien gehören hauptsächlich die Erze, Brennmaterialien und Zuschläge.

Erstes Kapitel.

Erze.

§. 2. Qualität der Erze und der sie begleitenden Mineralien.

Vorkommen der Erze. Die meist in der Kulmgrauwacke, seltener in Wissenbacher Schiefern (wie die Andreasberger Erzgänge) und in Orthoceras- und Calceolaschiefern (Bockswieser Gänge) aufsetzenden Silber-, Blei- und Kupfererzgänge des Oberharzes führen nachstehende Mineralien[1]):

A. Haupterze.

Haupterze. 1) Bleiglanz, *PbS* mit 86,55 Blei und 13,45 Schwefel, von sehr verschiedenem Silbergehalt.

Der gemeine Bleiglanz kommt derb, grob- und kleinkörnig abgesondert, eingesprengt, zerfressen, zerhackt und selten krystallisirt in Begleitung von anderen metallischen und erdigen Mineralien vor. In den aufbereiteten Bleiglanzschliegen mit 40—70 % und mehr Blei schwankt der Silbergehalt zwischen 0,05—0,3 % oder 4,8—32 Quint ($1^1/_2$ — 10 Loth) im 100pfündigen Centner. Häufig ist der klein- und feinkörnige Bleiglanz reicher an Silber, als der blättrige und grobspeisige, ferner der lichte blei- und stahl-

---

1) *Zimmermann's* Harzgebirge, I, 157. — *Hausmann's* Handb. der Mineralogie. 2 Bde. Gött. 1847. — *Roemer*, Synopsis d. Mineralogie u. Geognosie. Hann. 1853. — Freib. Berg- u. Hüttenm.-Ztg. 1859, Nr. 3.

graue silberärmer, als der nicht sehr lichte rein bleigraue. So ist z. B. der am Schachtberge bei Lauterberg in der Asche (Zechsteinformation) in Nieren vorkommende grobspeisige Bleiglanz sehr silberarm (83—84 % Blei und im Centner 0,26 Quint [0,08 Loth] Silber).

Mehr oder weniger weit aufbereitete Bleiglanze aus den Clausthaler und Zellerfelder Gängen ergaben nach Brüel und Bodemann folgende Zusammensetzung:

	I.	II.	III.	IV.	V.	VI.	VII.	VIII.	IX.	X.
Schwefelblei	77,34	77,66	94,47	89,21	89,25	81,02	96,14	30,50	51,47	36,47
Schwefelkupfer	0,59	2,07	0,35	Spr.	0,81	1,77	0,15	—	—	—
Schwefeleisen	0,67	2,00	0,47	Spr.	1,08	2,41	0,30	—	—	—
Schwefelsilber	0,12	0,11	0,13	0,10	0,13	0,09	0,09	—	—	—
Schwefelzink	1,33	—	—	—	0,50	—	—	—	—	—
Schwefelantimon	0,14	2,43	1,87	—	0,33	4,36	1,99	—	—	—
Thonerde	5,13	0,36	Spr.	2,68	1,25	0,34	—	—	—	—
Kohlens. Kalkerde	1,78	2,70	1,01	Spr.	0,48	4,24	0,01	8,38	3,65	6,95
Kohlens. Magnesia	0,23	—	—	Spr.	0,04	—	—	—	—	—
Kieselerde	12,38	11,50	1,21	4,05	6,33	2,98	0,53	3,90	7,03	4,65
Kohlens. Eisenoxydul	—	—	—	—	—	—	—	57,22	37,85	57,93
	99,71	98,83	98,51	96,03	100,20	97,21	99,21	100,00	100,00	100,00

I. Dorotheer Bleiglanzstuff; II. desgl. Setzgräupel; III. desgl. Setzgräupel, besonders ausgesucht; IV. desgl. Stuffgräupel, sorgfältig ausgeklaubt; V—VII. Herzog Auguster Setzsiebstuff, letzterer besonders ausgesucht; VIII. u. IX. Rosenhöfer Grabenschlieg, schwach und stark getrieben; X. Rosenhöfer Schwänzelschlieg.

Mulmiger Bleiglanz fand sich auf der Grube Bleifeld bei Zellerfeld mit Quarz und Weissbleierz, ferner auf der Grube Glücksrad bei Schulenberg mit Quarz und Vitriolblei.

Bleischweif, dichter Bleiglanz, früher wohl für eine Verbindung von Schwefelblei mit Schwefelantimon gehalten. Derselbe findet sich auf den meisten Gruben des Burgstädter und Rosenhöfer Zuges, gewöhnlich an den Saalbändern der Erztrümmer in grösseren und kleineren Partien, zuweilen mit gewöhnlichem Bleiglanz in Lagen wechselnd (Strieberz

auf Dorothea), ausgezeichnet und fast völlig frei von Bleiglanz zur Bockswiese, Juliane Sophie, Lautenthals Glück, seltener zu St. Andreasberg.

Rammelsberg (dessen Handwörterbuch, 4 Suppl., p. 24) fand einen Bleischweif von Bockswiese zusammengesetzt aus

Schwefelblei . . .	95,85
Schwefelzink . .	3,34
Schwefeleisen . .	0,54
Schwefelantimon .	0,30
	100,03.

2) Kupferkies, Cu^2S, Fe^2S^3 mit 34,81 Kupfer, 29,82 Eisen und 35,37 Schwefel. Derselbe kommt mit Schwefelkies mehr oder weniger verwachsen im Clausthaler Revier auf sämmtlichen Bleiglanzgängen des Burgstädter Zuges vor, besonders häufig und derb auf der Grube Königin Charlotte; mit Bleiglanz und Kalkspath abwechselnd als sogenanntes Banderz auf der Grube Englische Treue; im Zellerfelder Reviere seltener, hauptsächlich zur Bockswiese, auf den Lautenthaler Gruben, selten mit gediegen Kupfer, vor dem Suchorte im Hütschenthale, auf Juliane Sophie etc., selten in den Andreasberger Gängen, dagegen als Haupterz auf den Lauterberger Gruben. Die zur Hütte gelieferten Erze und Schliege enthalten 4—28 % Kupfer und etwa 0,4 Quint ($^1/_8$ Loth) Silber im Centner = 0,004 %. Der Kupfergehalt wird auf den Hütten nach der modificirten schwedischen Probe [1]) bestimmt.

3) Zinkblende. ZnS mit 66,72 Zink und 33,28 Schwefel kommt als braune Blende in grössern Mengen auf den Lautenthaler Gängen, in untergeordneten Partien aber mit Bleiglanz mehr oder weniger verwachsen auch auf den übrigen Gängen vor, besonders häufig auf dem Burgstädter Zuge (Kranich, König Wilhelm, Dorothea), seltener auf den Gruben des Rosenhöfer Zuges; im Zellerfelder Reviere seltener auf Ring und Silberschnur, häufiger auf Bockswiese und Juliane Sophie; in Andreasberg fast

1) *Kerl* in den Mittheilungen des Vereins Maja zu Clausthal. 1856. Heft 1, p. 1. — Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1856, p. 141.

auf allen Gruben, mehr oder weniger auch von hyacinthrother Farbe.

Gelbe Blende ist zuweilen schön krystallisirt zu Andreasberg vorgekommen und schwarze Blende schön krystallisirt auf den Gruben Kranich und König Wilhelm.

Rein ausgeklaubte Blende enthält 0,2—0,8 Quint ($^1/_{16}$ bis $^1/_4$ Loth) Silber im Centner und nach meinen Ermittelungen $^1/_{20,000,000}$ Gold.[1]) W. Jordan[2]) fand in vorzugsweise aus Lautenthaler Erzen erfolgendem Brandsilber pro Mark $3^3/_7$ Richtpfennigtheile Gold (1 Mark kölnisch = 65,536 Richtpf.); bei ganz getrennt verschmolzenen Lautenthaler Geschicken liessen sich aus der Mark Brandsilber 9 Richtpfennigtheile Gold abscheiden, deren Goldwerth nur etwa 8 Pfennige beträgt.

Die Zinkblende wird wegen Mangels an feuerfestem Thon und billigem Brennmaterial auf dem Harze nicht verhüttet, sondern meist an Zinkhütten (zur Zeit nach Borbeck in Westphalen) verkauft und nur ein geringer Theil, nachdem derselbe zur Bergwerkswohlfahrt fein gemahlen, unter dem Namen Steingelb[3]) als Anstrichfarbe verwerthet (100 ℔ incl. Verpackung zu 2 Thaler).

Es fehlt nicht an Versuchen[4]), die Oberharzer Blende an Ort und Stelle nutzbar zu machen. Der Darstellung von metallischem Zink und Zinkweiss steht, wie bereits angeführt, der Mangel an billigem Brennmaterial und feuerfestem Thon entgegen; der Herstellung von Chlorzink[5]) behuf Imprägnirung von Holz der Gehalt der Blende an Quarz, welcher beim Rösten Zinksilicat bildet und bei weiterer Behandlung des Röstgutes mit Salzsäure eine reichliche Abscheidung von gelatinöser Kieselerde herbeiführt.

Die Zusammensetzung der Harzer reinen Blenden ergiebt sich aus nachstehenden Analysen:

---

1) *Kerl*, der Communion-Unterharz. Freiberg 1853. p. 19.

2) Harzfreund, Nr. 37 u. 38 de 1832.

3) Mittheilungen des Gewerbevereins für das Königreich Hannover. 1838. p. 68. — Berg- u. Hüttenm.-Zeitung. 1853. Nr. 4. p. 55.

4) *Kerl* in Berg- u. Hüttenm.-Zeitung. 1853. Nr. 3.

5) *Kerl* in den Mittheilungen des Vereins Maja. 1856. Nr. 2. p. 8.

	I.	II.	III.	IV.	V.	VI.	VII.	VIII.	IX.
Zink . . .	58,69	58,75	62,77	61,32	63,07	63,60	61,91	65,39	56,63
Eisen. . .	4,95	5,40	8,57	4,10	3,66	2,13	3,63	1,18	1,26
Cadmium.	—	—	0,45	0,58	0,35	0,45	0,50	0,79	1,73
Kupfer . .	—	—	—	—	—	—	—	0,13	
									Gangart
Antimon .	—	—	—	—	—	—	—	0,63	10,19
Schwefel .	34,16	31,46	33,14	32,11	32,22	33,40	32,92	33,04	29,59
Schwefel-cadmium	—	4,00	—	—	—	—	—	—	—
	97,80	99,61	99,93	98,11	99,30	99,58	98,96	101,16	99,40

I. u. II. Lautenth. Bl. nach Dumenil (Lampad. Suppl. zur Hüttenkunde II. 234); III – VII. nach B. Osann (Berg- und Hüttenm.-Zeitung. 1853. Nr. 4. p. 52) und zwar: III. braune grossblättrige Blende von Lautenthal; IV. desgl. stänglich; V. desgl. kleinblättrig; VI. braune Bl. von Rosenhof; VII. desgl. von Bergmannstrost; VIII. schwarze krystallisirte Bl. von der Grube König Wilhelm nach C. Kuhlemann (Maja 1856, Nr. 2, p. 23); IX. Blende von Lautenthal nach Macklot.

Nach der Schaffner'schen Zinkprobe enthielten verschiedene Lautenthaler Blendesorten nachstehende Zinkgehalte: Stückblende 55,14, Stückblende mit gröberen Graupen 58,6, Grabenschlieg mit $^1/_6$ feineren Graupen 48 und Schlammschlieg 39,38 % Zink; nach einer neueren Untersuchung Grabenschlieg vom ersten Lautenthaler Pochwerk 46 %, Untergerennschlieg ebend. 41,6 %, Rätterschlieg vom vierten Lautenthaler Pochwerk 33,0 %, Blendeschlammschlieg von Kiesblende ebend. 28,3 % Zink.

Thum analysirte a) Stückblende und Graupen von Lautenthal; b) Grabenschlieg und Setzgraupen; c) Schlammschlieg, und fand darin:

		a.	b.	c.
Schwefelzink	=	78,63	78,16	74,89
Schwefelblei	=	0,30	4,71	0,75
Schwefeleisen	=	3,33	4,18	1,85
		82,26	87,05	77,49

		a.	b.	c.
		82,26	87,05	77,49
Schwefelkupfer	=	0,08	0,75	11,33
Thonerde	=	0,53	0,52	0,26
Magnesia	=	0,11	0,10	0,11
Kohlensaurer Kalk . .	=	2,45	3,13	0,98
Unlöslicher Rückstand	=	12,63	9,03	13,33
		98,06	100,58	103,50

Hiernach enthält also:

a. 52,75 pCt. Zink
b. 52,41 „ „
c. 50,24 „ „

Nach einer Gewichtsanalyse von Streng enthält:

a. 54,26 pCt. Zink
b. 50,20 „ „
c. 49,87 „ „

Nach der von Kuhlemann ausgeführten Schaffnerschen Zinkprobe enthält:

a. 54,09 pCt. Zink
b. 49,94 „ „
c. 51,29 „ „

4) Dunkles Fahlerz, Schwarzgiltigerz ($(Cu^2S, FeS, AgS, ZnS)^4, SbS^3$, meist tetraedische Krystalle mit einem Kupferkiesüberzuge [1]), kommt hauptsächlich auf dem Rosenhöfer Zuge bei Clausthal auf den Gruben Altersegen, Silbersegen und der verlassenen Grube Zilla vor, derb und selten krystallisirt auf den Gruben des oberen und mittleren Burgstädter Zuges (Dorothea, Caroline, Gabe Gottes und Rosenbusch, Anna Eleonore, König Wilhelm), auf Juliane Sophie und zu Andreasberg derb und krystallisirt, am häufigsten aufAndreaskreuz, sonst auch auf Bergmannstrost und Abendröthe.

Nachstehende Analysen von diesem Minerale sind bekannt geworden:

---

1) *Osann* über den Kupferkiesüberzug der Fahlerzkrystalle des Rosenhöfer Gangzuges in: Mittheilungen des Vereins Maja, 1852, p. 18.

	I.	II.	III.	IV.	V.	VI.	VII.
Kupfer..	37,50	34,48	35,7	33,145	34,59	37,18	16,25
Silber ..	3,00	4,97	8,9	5,135	3,18	1,58	2,25
Eisen...	6,50	2,27	4,5	2,730	6,23	3,94	13,75
Zink ...	—	5,55	*Pb* 0,9	5,775	3,43	5,00	*Pb* 34,50
Antimon.	29,00	28,24	26,8	28,520	27,64	27,38	16,00
Schwefel	21,50	24,73	24,1	25,655	25,54	25,22	13,50
Arsen ..	—	—	—	—	—	0,67	—
	97,50	100,24	100,9	99,960	100,61	100,97	96,25

I. Von der Zilla nach Klapproth (dessen Beitr. IV, 68); II. desgl. nach Rose (Poggend. Annalen III, 288); III. nach Sander (Berg- u. Hüttenm.-Zeitung 1843, p. 454); IV. vom Rosenhöfer Zuge nach Schindling (Leonhardt's Jahrb. 1856, Heft 3, p. 335); V. vom Silbersegen nach C. Kuhlemann (Mittheil. des Vereins Maja 1856, Nr. 2, p. 25).

Lichtes Fahlerz oder Graugiltigerz, welches ausser den Bestandtheilen des Schwarzgiltigerzes noch Schwefeleisen enthält, findet sich auf den Andreasberger Gängen, besonders auf den Gruben Felicitas und Andreaskreuz. Dasselbe ist neuerdings von C. Kuhlemann (Mittheil. des Vereins Maja 1856, Nr. 2, p. 24) analysirt (VI). Gesellt sich zu den Bestandtheilen des Graugiltigerzes noch Schwefeleisen und verschwindet das Schwefelzink, so heisst das Mineral Kupferfahlerz und kommt als solches zu St. Andreasberg vor, desgleichen auch ein Gemenge von Bournonit und Schwarzgiltigerz, von Hausmann Bleifahlerz genannt und von Klapproth analysirt (VII).

5) Eigentliche Silbererze auf den St. Andreasberger Gängen, hauptsächlich:

a) Rothgiltigerz und zwar als dunkles R. $3 AgS, SbS^3$ mit 58,98 Silber, 23,46 Antimon und 17,56 Schwefel, und als lichtes R. oder Rubinblende, $3 AgS, (AsS^3, SbS^3)$ mit 65,38 Silber, 15,16 Arsen und 19,46 Schwefel. Beide Varietäten werden wohl unter dem Namen Pyrargyrit (von πῦρ Feuer und ἀργυρός Silber) begriffen.

Das dunkle R. kommt auf fast allen Gruben der Andreasberger Gänge derb, eingesprengt, angeflogen, dendritisch und schön krystallisirt vor und besteht nach Bonnsdorf aus

Silber	58,949
Antimon	22,846
Schwefel	16,609
Erdtheile	0,299
	98,703.

Das lichte Rothgiltigerz findet sich auf den Andreasberger Gängen seltener und hat sich neuerdings auch theils angeflogen, theils in winzig kleinen, aber vollständig ausgebildeten Krystallen auf der Grube Bergwerkswohlfahrt gezeigt (Greifenhagen in den Mittheil. des Vereins Maja 1854, p. 11).

Das von Hausmann früher als fahles Rothgiltigerz beschriebene Mineral (Holzmann's hercynisches Archiv IV, 680), welches vormals besonders auf den Gruben Gottes Segen und Jacobs Glück, später auf Abendröthe in spiessigen Krystallen, drusige Bekleidungen von Rothgiltigerzkrystallen bildend, vorkam, gehört nach Hausmann (dessen Handb. d. Min. I, 191) wahrscheinlich zum Myargyrit (von μείων weniger und ἀργυρός Silber, im Vergleich mit dem geringern Silbergehalt gegen den der ähnlichen Antimonsilberblende), AgS, SbS^3 mit 35,86 Silber, 42,79 Antimon und 21,35 Schwefel. Plattner und Zinken (Berg- und Hüttenm.-Zeit., Jahrg. I, p. 24) haben darin auch einen Arsengehalt gefunden, welcher ohne Zweifel zum Theil das Antimon vertritt.

Aeusserst selten findet sich zu Andreasberg Feuerblende, Silber, Antimon und Schwefel, vielleicht ähnlich zusammengesetzt wie Xanthokon $3AgS, AsS^5 + 2(3AgS, AsS^3)$.

b) Antimonsilber, Spiessglanzsilber $Ag^4 Sb$ mit 77,02 Silber und 22,98 Antimon, derb, eingesprengt, plattenförmig und krystallisirt, fast auf allen Gruben der Andreasberger Gänge, begleitet von gediegen Arsen, Rothgiltigerz, Bleiglanz, Blende, Quarz, Kalkspath u. Arsensilber; Krystalle von Antimonsilber sind von gediegen Arsen zuweilen schalenförmig umschlossen; auch ist das Arsen, sowie auch Arse-

nikalkies zuweilen mit dem Antimonsilber mehr oder weniger innig verbunden; Hauptfundorte sind die Gruben Catharine Neufang, Samson, Gnade Gottes, Bergmannstrost und Andreaskreuz. Die Zusammensetzung geht aus folgenden Analysen hervor:

	I.	II.	III.
Silber	75,25	78,00	77,00
Antimon . . .	24,25	22,00	23,00.

I. nach Abich (Crell's Annalen 1798, II, 3); II. nach Vauquelin (Hauy traité III, 259); III. nach Klapproth (Beitr. III, 175).

Das auf den Andreasberger Gängen, namentlich auf den Gruben Samson, Neufang und Bergmannstrost, in Kalkspath mit Bleiglanz und Arsen zuweilen einbrechende sogenannte Arsensilber hält man gewöhnlich, z. B. Kenngott (Hallesche Zeitschr. f. d. ges. Naturw. 1853, Juliheft, p. 59), für ein Gemenge von Arsen mit Antimon und Antimonsilber in Folge der nachstehenden Analysen von Klapproth (I.) und Dumenil (II.):

	I.	II.
Eisen	44,25	38,25
Silber	12,75	6,56
Arsen	35,00	38,29
Antimon . . .	4,00	—
Schwefel . . .	—	16,87
	96,00	99,97

Nach Rammelsberg (Pogg. Ann. Bd. 77, p. 262) lassen der gefundene constante Silbergehalt und die äussern Eigenschaften des Erzes nicht glauben, dass es ein Gemenge sei. Nimmt man zufolge seiner Analyse

Eisen	24,60
Silber	8,88
Arsen	49,10
Antimon . . .	15,46
Schwefel . . .	0,85
	98,89

an, dass der Schwefel als Arsenkies, das übrige Eisen als Arseneisen und ausserdem Antimonsilber vorhanden sei, so besteht das Mineral aus

4,33 Arsenkies . . = $FeS^2 + FeAs$

70,22 Arseneisen . . = $Fe^4 As^3$

24,34 Antimonsilber = $Ag^2 Sb^3$

und es lässt sich das Arsensilber ziemlich genau bezeichnen durch

$$(FeS^2 + FeAs) + 5(5Fe^4As^3 + Ag^2Sb^3).$$

c) Gediegen Arsen, Scherbenkobalt, ein inniges Gemenge von Arsen mit Antimon, Antimonsilber und Rothgiltigerz und wegen seines durchschnittlich 0,5 % betragenden Silbergehaltes zu den Silbererzen gerechnet. Krummschalig, nierenförmig, traubig, röhrenförmig und in Kalkspath eingesprengt, ist zuweilen von dünnen, stark glänzenden, weissen Schichten gediegenen Antimons überzogen, welche nicht anlaufen, während das Arsen bald seinen Glanz verliert. Zuweilen finden sich darin eingewachsene Krystalle von Antimonsilber und Rothgiltigerz, letzteres wohl schön dendritisch. Sehr häufig auf den Gruben Samson, Neufang, Gnade Gottes und Claus Friedrich, seltener auf Abendröthe, Bergmannstrost und Andreaskreuz bei Andreasberg.

B. Sonstige metallische Mineralien.

Als weniger häufig auf den Oberharzer Bleiglanzgängen vorkommende metallische Mineralien sind noch zu bezeichnen: Seltnere Mineralien.

1. Silberhaltige Mineralien.

a) Gediegen Silber, derb, zahnig, haarförmig, in Platten und Blättern, dünn angeflogen, besonders auf Samson, Neufang, Gnade Gottes und Andreaskreuz.

b) Silberglanz, Glaserz, AgS mit 87,04 Silber und 12,96 Schwefel, selten in Gemeinschaft mit ged. Silber und Bleiglanz in Kalkspath auf Gnade Gottes und Neufang.

Die erdige Abänderung, Silberschwärze, in den oberen Teufen da gebildet, wo die Gangmasse eine Zersetzung erlitten hat, findet sich auf Cath. Neufang mit haarförmig gediegenem Silber und hält 22 % Silber; weniger silberreich ist sie auf Claus Friedrich vorgekommen.

c) Sprödglaserz, Melanglanz, $6AgS, SbS^3$ mit 70,32 Silber, 13,98 Antimon und 15,70 Schwefel. Dasselbe ist auf den Andreasberger Gruben Samson, Neufang und Claus

Friedrich, und zwar am schönsten auf Samson mit aufsitzenden Rothgiltigkrystallen vorgekommen. Neuerdings hat es sich in grossen, mit einander verwachsenen Krystallen, deren Form von Schröder (Pogg. Ann. Nr. 95, p. 257; Berg- und Hüttenm. Zeitung 1854, Nr. 29) näher beschrieben ist, auf der Grube St. Andreaskreuz gefunden.

Nach meiner Analyse (Berg- u. Hüttenm. Zeitung 1853, Nr. 2) besteht dasselbe aus

Silber	68,38
Eisen	0,14
Antimon	15,79
Schwefel	16,51
	100,82

d) Hornsilber, *AgCl* mit 75,33 Silber und 24,67 Chlor, hat sich nur in geringer Menge mit Haarsilber in der Silberschwärze der oberen Baue der Grube Catharine Neufang, dann auch einmal als Ueberzug von Rothgiltigerz mit olivengrüner Farbe auf Bergmannstrost zu St. Andreasberg gefunden.

Ein inniges Gemenge von Hornsilber und Thon ist vor langen Jahren als ein in zarten schuppigen perlmutterglänzenden Theilen bestehender Ueberzug von Harmotom und Kalkspath einige Mal zu St. Andreasberg vorgekommen und mit dem Trivialnamen Buttermilcherz, Buttermilchsilber belegt und von Klapproth (Beitr. I, 137) analysirt worden:

Silber.	24,64
Salzsäure	8,28
Thon nebst Spur Kupfer .	67,08
	100,00

Es scheint jedoch auch der bezeichnete Ueberzug theilweise zum Kalk zu gehören und mit obigen Namen, so wie auch mit Katzensilber belegt zu sein.

e) Zundererz kommt in einer dunklen und lichten Varietät vor. Das dunkle Z. findet sich in losen Lappen auf der Grube Gnade Gottes, auf Abendröthe mit Rothgiltigerz, auf Samson mit Apophyllit und eine graulich schwarze Abänderung auf Catharine Neufang. Man rechnete dasselbe

früher zur Antimonblende $2SbS^3, SbO^3$, allein der durch neuere Untersuchungen erwiesene Mangel an Antimonoxyd spricht nicht für diese Ansicht.

Nach der folgenden Analyse eines Zundererzes von Catharine Neufang von Borntraeger

Blei	43,06
Silber	2,56
Eisen.	4,52
Antimon . . .	16,88
Arsen	12,60
Schwefel . . .	19,57
	99,19

scheint es nach Hausmann (Nachrichten von der G. Aug. Universität etc. 1845, Nr. 1, p. 13), dass das dunkle Zundererz eine Verbindung von

82,04 Federerz . . = $Pb^2 (SbS^3, AsS^3)$,
13,46 Mispickel . . = $Fe\,As + Fe\,S^2$,
4,34 Rothgiltigerz = $3AgS, SbS^3$.

ist. Der Silbergehalt schwankt; ein Zundererz von Neufang enthielt 0,6% Silber.

Das lichte Zundererz kommt auf den Gruben Caroline, Dorothea und Bergwerkswohlfahrt bei Clausthal mit schwankendem Silbergehalt vor. Ein Stück von Caroline enthielt = 1,1%, ein anderes von Dorothea nur 0,4% Silber. Nach einer Analyse von Dumenil (Schweigg. J, 1821, p, 457) enthält dasselbe:

Blei	41,20
Silber	4,67
Eisen.	10,70
Antimon . . .	33,10
Schwefel . . .	19,85
	109,52

f) Gänseköthigerz, Hausmann's schlackiges Rauschgelb im Gemenge mit Arsen, Silberschwärze, Rothgiltigerz, Antimonsilber, schlackiger Arsenikblüthe u. a. Nach Rammelsberg (Berg- und Hüttenm. Ztg. 1850, p. 219) ist dasselbe ein Zersetzungsproduct anderer Verbindungen und zwar ein Gemenge von verschiedenen Oxydationsstufen des

Eisens, Antimons und Arsens und gehört wahrscheinlich zur Species des Eisensinters (3 Fe^2O^3, $2AsO^5 + 15HO$) + (Fe^2O^3, $SO^3 + 15HO$).

Das Gänseköthigerz hat sich besonders in den oberen Teufen von Cath. Neufang und Samson, früher auch auf dem Bergmannstrost und Claus Friederich bei Andreasberg gefunden.

2. Kupferhaltige Mineralien.

a) Gediegen Kupfer, eingesprengt auf den Lauterberger Kupfergängen als Seltenheit, desgleichen in Kalkspath mit Bleiglanz auf der Grube St. Andreaskreuz bei Andreasberg, ferner zu Hahnenklee[1]).

b) Kupferglanz Cu^2S mit 79,7 Cu, gewöhnlich mit einem geringen Gehalt an Schwefeleisen, hat sich nur in geringer Menge auf den Lauterberger Kupfergängen gefunden.

c) Buntkupfererz $3Cu^2S$, Fe^2S^3 mit 55,74 Kupfer, 15,93 Eisen und 28,33 Schwefel, derb im Kalkspath mit Thonschiefer auf der Kupfergrube im Kulmke an der Sieber, sowie eingesprengt auf der Lauterberger Flussgrube mit Flussspath, Kalkspath, Schwerspath und Kupferlasur.

d) Kupferindig CuS mit 66,3 Kupfer und 33,7 Schwefel, ist vormals mit Kupferkies und Kupferbraun auf der Grube Louise Christiane bei Lauterberg vorgekommen; neuerdings bei Hahnenklee[2]).

e) Bournonit, Spiessglanzblei, $3Cu^2S, SbS^3 + 2$ ($3PbS, SbS^3$) mit 41,77 Blei, 12,76 Kupfer, 26,01 Antimon und 19,46 Schwefel, (von Brooke so genannt nach dem französischen Krystallographen Grafen v. Bournon), unterscheidet sich vom Fahlerz hauptsächlich durch seinen Bleigehalt. Derb und krystallisirt auf den Gruben des Rosenhöfer Zuges, neuerdings auch auf dem Kranicher Gange in der 13 Querschlagsstrecken-Firste in Krystallen und in feinen Schnüren im derben Quarze; auch auf Andreasberger Gruben. Das Mineral von der Grube Rosenhof enthält (I) nach Klapproth (Dess. Beitr. IV 86,90) und (II) nach Kuhlemann (Mittheil. des Ver. Maja 1856, Hft. 2, p. 26):

---

1) *Ulrich* in Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1859, Nr. 17, p. 55.

2) *Ulrich* c. l.

	I.	
Blei	42,50	40,24
Kupfer	11,75	12,99
Eisen	5,00	2,29
Mangan . . .	—	0,17
Antimon . . .	19,75	23,79
Schwefel . . .	18,00	18,81
Quarz	—	2,60
	97,00	100,88

f) Rothkupfererz, Kupferroth Cu^2O mit 88,78 Kupfer und 11,22 Sauerstoff, hat sich in dünnen Schnüren und eingesprengt mit anderen Kupfererzen zu Lauterberg gefunden, zu Hahnenklee[1]) in kleinen Krystallen.

g) Kupferpecherz, Ziegelerz, Kupferbraun $2Fe^2O^3, 3HO$ in Vereinigung mit Cu^2O, eine Verbindung von Brauneisenstein mit Kupferroth und aus der Zersetzung des Kupferkieses und Schwefelkieses hervorgegangen, welcher davon oft in ähnlicher Weise umgeben ist, wie der Schwefelkies von Brauneisenstein. (Hausmann, Handb. d. Min. I, p. 372). Findet sich im erdigen und verhärteten Zustande mit Kupferkies in Lauterberg, sowie am Iberg bei Grund mit Malachit, Kupferkies und Brauneisenstein.

Nach Borntraeger (Notizbl. d. Gött. Ver. Bergm. Fr. Nr. 45) besteht eine dichte Varietät aus:

Eisenoxyd	61,50
Kupferoxydul . . .	21,71
Wasser	12,58
Kieselsäure	3,86
Thonerde	0,21
Kalkerde	0,95
	100,81

h) Kupferschwärze, Kupfermanganschwärze, nach Rammelsberg eine Verbindung des Mangansuperoxydes mit Manganoxydul, Kupferoxyd und einigen anderen Basen mit 2 At. Wasser. Dieselbe scheint durch Zersetzung verschiedener, mit einander einbrechender Kupfer und Mangan enthaltender Mineralien, wie Kupferglanz, Buntkupfererz,

[1]) *Ulrich* in Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1859, Nr. 7, p. 55.

Kupferkies etc. gebildet zu sein. Die erdige Varietät hat sich auf den Lauterberger Gängen, auf einem Gange im Silberthale und auf der Grube Glücksrad unweit Zellerfeld gefunden.

Nach Dumenil (Chem. Forsch. 311) enthielt Kupferschwärze von Lauterberg:

Manganoxyd	30,05
Kupferoxyd.	11,51
Eisenoxyd	28,99
Wasser	29,45
	100,00

i) Kupfermalachit (von μαλάχη Malve) $2CuO, CO^2 + HO$ mit 71,82 Kupferoxyd, 20,00 Kohlensäure und 8,18 Wasser, aus verschiedenen kupferhaltigen Mineralien (ged. Kupfer, Rothkupfererz, Schwefelkupfer, Kupferlasur) bei Anwesenheit des Sauerstoffs der Luft, von Kohlensäure und von Wasser gebildet. In seiner Begleitung erscheinen oft Kupferbraun und Kupferlasur. Fasriger Malachit hat sich krystallisirt oder traubig auf der Grube Glücksrad bei Schulenberg, am Iberge bei Grund, sowie auf den Lauterberger Gängen gefunden; die erdige Varietät (Kupfergrün) nierenförmig und traubig zu Schulenberg und Lauterberg.

Lautenthaler Kieselschiefer enthält 3,2—19,2 Quint (1—6 Lth.) Kupfer im Centner, von einem Malachitgehalte herrührend.

Ein aus kohlensaurem Kupferoxyd, kohlensaurem und schwefelsaurem Kalk nebst etwas Eisen bestehendes Mineral aus der Lauterberger Flussgrube, welches traubig, nierenförmig, auseinanderlaufend fasrig und zugleich schaalig abgesondert, mit Seidenglanz und spangrüner Farbe vorgekommen ist, hat Zinken mit dem Namen Kalkmalachit belegt (Berg- und Hüttenm. Zeitung, I. Jahrg., Nr. 24). Kieselmalachit $3CuO, 2SiO^3 + 6HO$ mit 44,83 Kupferoxyd, 34,82 Kieselsäure und 20,35 Wasser fand sich vormals zuweilen auf den Lauterberger Kupfergängen und auf der Grube Fünf Bücher Mosis zu St. Andreasberg.

k) Kupferlasur (von λαζούριον blaue Farbe oder aus dem persischen und syrischen Ladsurd, welches blau bedeutet,) $2(CuO, CO^2) + CuO, HO$ mit 69,09 Kupferoxyd, 25,69

Kohlensäure und 5,22 Wasser, in ähnlicher Weise, wie der Malachit, jedoch weniger häufig entstanden, findet sich auf den Harzer Bleierzgängen selten; sie kam vormals auf der Grube Glücksrad bei Zellerfeld und am Iberge bei Grund krystallisirt vor, derb ausserdem auf dem Zellerfelder Hauptzuge und in den Lauterberger Gruben.

3. Bleihaltige Mineralien.

a) Selenkobaltblei $PbSe$ mit 72,36 Blei und 27,64 Selen mit einem ungleichen Gehalte von $CoSe^2$, kam vormals auf der Grube Lorenz bei Clausthal[1]) in Begleitung von Eisenbraunspath vor, und enthielt nach Strohmeier (I) und Rose (II)

	I.	
Blei	70,98	63,92
Kobalt	0,83	3,14
Eisen	—	0,45
Selen	28,11	31,42
	99,92	98,93

entsprechend der Formel $CoSe^2 + 6PbSe$.

Auf der Grube Felicitas bei Andreasberg ist Selenblei vorgekommen.

b) Grünbleierz, Pyromorphit, (von πῦρ Feuer und μορφή Gestalt, weil er nach dem Schmelzen krystallisirt) $PbCl + 3(3PbO, PO^5)$ mit 73,91 Bleioxyd, 7,68 Blei, 15,79 Phosphorsäure und 2,62 Chlor; auf der Grube Bleifeld bei Zellerfeld und der mit den Bleigruben in naher Verbindung stehenden früheren Eisensteinsgrube Neufang bei Clausthal krystallisirt auf Brauneisenstein und Quarz, und in losen Krystallen im Letten, mit 0,4 Quint ($^1/_8$ Lth.) Silber im Centner $= 0,004\%$.

Das Grünbleierz ist ohne Zweifel in den meisten Fällen durch Zersetzung von Bleiglanz enstanden. Phosphorsäure und Chlor sind wahrscheinlich den Erzlagerstätten von Aussen zugeführt und die Phosphorsäure ist organischen Ursprungs. In dieser Beziehung ist das Vorkommen des Minerals auf den Kluftflächen und den Höhlungen eines zer-

[1]) *Jordan*, Selen und Selenerze vom Harze. Harzfreund, Jahrg. 1829, Stck. 17 und 18.

fressenen Quarzes im Ausgehenden des Ganges der Grube Neufang bemerkenswerth.

c) Weissbleierz, Bleispath, PbO, CO^2 mit 83,46 Bleioxyd und 16,54 Kohlensäure; auf der Grube Neue Margarethe, auf Bleifeld und Joachim bei Zellerfeld zuweilen von Malachit und Lasur grün und blau gefärbt, in schönen nadelförmigen Krystallen von Glücksrad auf Quarz mit Malachit, Kupferschwärze und Lasur, (hält 0,8 Quint [$^1/_4$ Lth.] Silber im Centner = 0,008%), selten im Iberge auf Bleiglanz.

Das Vorkommen des Weissbleierzes meist in den oberen Teufen von Gängen, deren Ausfüllungsmasse sichtbare Spuren der Zerstörung an sich trägt, deutet auf seine Entstehung aus Bleiglanz. Die Kohlensäure dürfte durch kohlensauren Kalk geliefert sein, durch Einwirkung der aus Zersetzung von Schwefelkies hervorgegangenen Schwefelsäure. Bei gleichzeitiger Anwesenheit von Kupferkies entstehen Malachit und Lasur, welche das Weissbleierz oft begleiten.

Ein Gemenge des kohlensauren Bleioxydes mit Thon, Eisenoxyd etc. fand sich als Bleierde früher in grossen grauen Massen sehr dicht und rein, bisweilen von Malachit durchdrungen, auf der Grube Bleifeld mit 0,8 Quint ($^1/_4$ Lth.) Silber im Centner = 0,008%; ferner ebendaselbst im zerreiblichen Zustande von schwefelgelber Farbe und auf Glücksrad von weisser Farbe.

Schwarzbleierz, Gemenge von kohlensaurem Bleioxyd mit etwas Kohle, auf Joachim bei Zellerfeld und Glücksrad bei Schulenberg derb, gewöhnlich von Vitriolblei begleitet.

Als Bleiglimmer überzieht das kohlensaure Bleioxyd in dünnen Blättchen und zarten Häutchen zuweilen Kalkspath und Harmotom zu St. Andreasberg.

d) Bleivitriol, Vitriolbleierz PbO, SO^3 mit 73,56 Bleioxyd und 26,44 Schwefelsäure; aus der Zersetzung von Bleiglanz hervorgegangen und häufig von andern Zersetzungsproducten des Bleiglanzes (Weissbleierz z. B.) begleitet. Grüne und blaue Färbung deutet auf eine gleichzeitige Zersetzung von Kupferkies; auf den Gruben Joachim, Bleifeld

und Glücksrad derb und in ziemlich grossen Krystallen von weisser, spargel- und grasgrüner Farbe.

Nach Strohmeyer enthielt ein Bleivitriol von Zellerfeld mit 1,2 Quint (3/8 Lth.) Silber im Centner = 0,0012% Silber:

Bleioxyd	72,47
Eisenoxydhydrat	0,09
Manganoxyd	0,07
Schwefelsäure	26,09
Kieselsäure	0,51
Wasser	0,12
	99,35

4. Eisenhaltige Mineralien.

a) Schwefelkies *FeS^2* mit 45,74 Eisen und 54,26 Schwefel, findet sich derb und zuweilen krystallisirt auf sämmtlichen Oberharzer Bleierzgängen, namentlich in Begleitung des Kupferkieses.

Wasserkies, Strahlkies, Kammkies, Leberkies, nicht in der chemischen Zusammensetzung, wohl aber in der Krystallform und dem sonstigen physikalischen Verhalten von dem Schwefelkies verschieden, findet sich in den drei ersteren Varietäten auf Ring und Silberschnur derb und nierenförmig, schön krystallisirt und bisweilen kammförmig gruppirt auf St. Joachim, Spiegelthalshoffnung und im Hütschenthale, desgl. auf dem Rosenhöfer Zuge, seltener auf dem Burgstädter Zuge auf Grube König Wilhelm; als Leberkies auf König Wilhelm derb und mit eingesprengtem Bleiglanz, sowie auf Ring und Silberschnur; die mulmige Varietät, Schreibkies, dem Leberkies ähnlich, nur noch leichter verwitterbar, findet sich kleintraubig auf den letzteren Gruben auf Bleiglanz, Quarz und Kalkspath, sehr weich und wie Graphit zu schneiden.

Der Haarkies, in zarten haar- und nadelförmigen, durch einander gewirrten oder büschel- und sternförmig zusammen gehäuften Krystallen, kommt auf der Grube Abendröthe zu St. Andreasberg vor.

b) Magnetkies *FeS* = 62,77 Eisen und 37,23 Schwefel, oft in verschiedenen Verhältnissen gemengt mit *FeS^2*; findet sich blättrig auf den Gruben Abendröthe, Samson

und Bergmannstrost in kleinen Partien derb eingesprengt und krystallisirt in kleinen sechsseitigen Tafeln auf Bleiglanz, Kalkspath und ged. Arsen; ferner derb auf denselben Gruben, eingesprengt in Thon- und Kieselschiefer, was bei dem markscheiderischen Gebrauch des Compasses Vorsicht erfordert.

c) Rotheisenstein Fe^2O^3 mit 69,34 Eisen und 30,66 Sauerstoff, als rother Eisenrahm auf dem Zellerfelder Hauptzuge in den oberen Bauen auf Grauwacke und in Klüften derselben, oft nur als Ueberzug des Wennsglücker Ganges zu Andreasberg in oberer Teufe, dichter Rotheisenstein auf König Wilhelm bei Clausthal.

d) Brauneisenstein $2Fe^2O^3, 3HO$ mit 85,29 Eisenoxyd und 14,71 Wasser, auf dem Zellerfelder Hauptzuge in der oberen Teufe des Ganges traubig und mit glänzendem muschlichen Bruche und auch fasrig.

e) Spatheisenstein FeO, CO^2 mit 62,06 Eisenoxydul und 37,94 Kohlensäure, bildet auf dem Rosenhöfer Zuge einen Theil der Gangart, findet sich auch auf den übrigen Bleiglanzgängen des Clausthaler Reviers bisweilen in kleinen Gangtrümmern, auch wohl in sattelförmigen Linsen auf Quarz mit Kalkspathkrystallen; ferner im Hütschenthale derb und krystallisirt; auf Joachim und Regenbogen bei Zellerfeld sind oft Brocken von Grauwacke und Thonschiefer, von Quarz krystallinisch umzogen, in Spatheisenstein eingewachsen.

5. Quecksilberhaltige Mineralien.

a) Zinnober (von κιννάβαρι in der Bedeutung Drachenblut, arabisch konou apad, d. i. ein sehr rother Sand), HgS mit 86,29 Quecksilber und 13,71 Schwefel, früher in geringer Menge auf der Grube Bergwerkswohlfahrt mit Lebererz (inniges Gemenge von Zinnober mit Idrialin, ausserdem mit erdigen und anderen fremdartigen Theilen), gediegen Quecksilber und Amalgam im Schwefelkiese, welcher dem Bleiglanzgange angehört; neuerdings in kleinen Kryställchen auf Schwerspath und Spatheisenstein auf dem von der Grube Hülfe Gottes bei Grund gegen Abend getrie-

benen Ernst-August-Stollen-Gegenorte. (Osann in den Mitthl. d. Ver. Maja 1856, Hft. 1, p. 20.)

b) Selenquecksilber $Hg\,Se$ mit 71,68 Quecksilber und 28,32 Selen, derb und mit Quarz gemengt auf der Grube Königin Charlotte bei Clausthal als trummförmige Einlagerung in dem ersten Bogentrumm in der Sohle des Georgstollens in einem Uebersichbrechen (Kerl in Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1852, Nr. 47); enthält nach meiner Untersuchung

	I.	II.
Quecksilber	65,52	72,26
Selen	21,28	24,05
Eisen	2,14	0,45
Schwefel	0,35	0,12
Quarziger Rückstand	10,28	2,86
	99,57	99,74

Rechnet man den Quarz-, sowie den Eisen- und Schwefelgehalt als nicht zum Mineral gehörig ab, so ergiebt sich dessen Zusammensetzung zu

Quecksilber	75,11	74,82
Selen	24,39	24,90
	99,50	99,72

Rammelsberg fand darin (Pogg. Ann. 1853, Nr. 7. p. 319).

Quecksilber . . .	74,5
Selen	25,5
	100,0

was nahe der Formel $Hg^6\,Se^5$ entspricht.

6. Nickel- und kobalthaltige Erze.

a) Kupfernickel $Ni^2\,As$ mit 44,02 Nickel und 55,98 Arsen, mit weissem Speiskobalt und Kalkspath auf Felicitas, Gottes Segen und anderen Gruben bei Andreasberg. Nickel war ein Schimpfname der alten Bergleute und wurde für Kupfernickel angewendet, weil das Erz wie Kupfer aussah und doch keins enthielt.

b) Nickelspiessglanz, Antimonnickel $Ni^2\,Sb$ mit 31,43 Nickel und 68,57 Antimon, auf den durch das sog. Andreaser Ort zu St. Andreasberg überfahrenen Gängen in Begleitung

von Speiskobalt, Bleiglanz, Zinkblende, Rothgiltigerz, Arsen und Kalkspath, nach Strohmeier (Hausm. Stud. IV. 343; Götting. Gelehrt. Anz. 1833, p. 2001).

Nickel	28,946	27,054
Eisen	0,866	0,842
Antimon	63,734	59,706
Schwefelblei . . .	6,437	12,357
	99,983	99,959

c) Haarkies, Nickelkies NiS mit 64,76 Nickel und 35,24 Schwefel, auf der Grube Abendröthe zu Andreasberg in Drusenlöchern und Klüften des Kalkspathes.

d) Nickelocher, Nickelblüthe $3NiO, AsO^5 + 8HO$ mit 37,59 Nickeloxyd, 38,41 Arsensäure und 24,00 Wasser, ein Product der Oxydation des Nickel- und Arsengehaltes verschiedener Erze, namentlich des Kupfernickels, und in dessen Begleitung vorkommend; von sehr schöner apfelgrüner Farbe, angeflogen, derb und traubig auf den Gruben Felicitas und Fünf Bücher Mosis zu Andreasberg.

e) Weisser Speiskobalt $Co\,As$ mit 28,19 Kobalt und 71,81 Arsen, auf den Gruben Felicitas, Fünf Bücher Mosis und Gottessegen zu St. Andreasberg derb, eingesprengt und krystallisirt mit Kalkspath, Bleiglanz, Kupfernickel und Quarz.

f) Rother Erdkobalt, Kobaltblüthe, $3CoO, AsO^5 + 8HO$ mit 37,55 Kobaltoxyd, 38,43 Arsensäure und 24,02 Wasser, durch Oxydation und Aufnahme von Wasser aus Erzen entstehend, welche Arsenkobalt enthalten; auf den Halden verlassener Andreasberger Kobaltgruben.

g) Derbes Kobalterz von Andreasberg fand Bodemann zusammengesetzt aus:

Nickel	18,36
Kobalt	6,79
Eisen	5,22
Arsen	64,23
Schwefel	0,60
	95,20

7. Arsenhaltige Erze.

a) Gediegen Arsen, Scherbenkobalt, Näpfchenkobalt vid. p. 25.

b) Arsenkies, Mispickel. $Fe\,As + Fe\,S^2$ mit 33,57 Eisen, 46,53 Arsen und 19,90 Schwefel; strahlig auf Bergmannstrost und Felicitas zu St. Andreasberg, auch auf andern Gruben daselbst derb mit weissem Speiskobalt, nach Jordan (Erdm. J. f. pract. Chem. X 436) enthaltend

Eisen	36,437
Silber	0,011
Arsen	55,000
Schwefel	8,344
	99,792

In den 30er Jahren sollen sich zur Lautenthaler Hütte unter den Röstproducten von Kupferkiesrösten arsenige Säure und Realgar gefunden haben, was man einem Gehalt der Erze an beigemengtem Arsenkies zuschreibt. Neuerdings sind derartige Beobachtungen jedoch nicht wieder gemacht worden.

c) Arsenikalkies $Fe^2\,As^3$ mit 32,48 Eisen und 67,52 Arsen; zu Andreasberg auf Samson, Gnade Gottes und Neufang mit Arsen, Rothgiltigerz, Antimonsilber, zuweilen Kalkspathdrusen bekleidend oder umwachsene Kalkspathkrystalle überziehend und von der äusseren Masse sondernd, oder auch im innigen Gemenge mit Antimonsilber; nach Illing (Mitthl. des Ver. Maja 1854, p. 9):

Eisen	28,67
Arsen	70,59
Schwefel	1,65
	100,91

entsprechend der Formel $Fe\,As^2$.

d) Realgar $As\,S^2$ mit 70,03 Arsen und 29,97 Schwefel; auf den Andreasberger Gruben, zumal als Anflug auf Kalkspath.

e) Rauschgelb, Operment, Auripigment (Goldfarbe) $As\,S^3$ mit 60,90 Arsen und 39,10 Schwefel; als secundaires Gebilde zu Andreasberg auf verschiedenen Gruben, besonders aber schön in der obern Teufe der Grube.

Neufang mit Gänseköthigerz, begleitet von Rothgiltigerz und zerfressenem Quarze, auf Kalkspath aufsitzend.

f) Arsenikblüthe AsO^3 mit 75,81 Arsen und 24,19 Sauerstoff, ein secundaires Gebilde, mit Arsen, Realgar, Rauschgelb, Arsenikalkies, Rothgiltigerz, Bleiglanz; in oberer Teufe auf der Grube Cathar. Neufang zu St. Andreasberg.

8. Antimonhaltige Erze.

a) Gediegen Antimon, gewöhnlich in derben krystallinisch körnigen Massen, auch nierenförmig auf Arsen auf den Gruben Cathar. Neufang, Gnade Gottes und Bergmannstrost zu Andreasberg; nach Klapproth (Beitr. III 172)

Antimon	98,00
Silber	1,00
Eisen	0,25
	99,25

b) Grauspiessglanzerz SbS^3 mit 72,77 Antimon und 27,23 Schwefel; strahlig als Seltenheit auf den Gruben Abendröthe, Samson und Neufang zu St. Andreasberg; als Federerz haarförmig, kleine halbkugelige Gruppen bildend, auf zerfressenem Quarz und Kalkspath mit Spuren von strahligem Grauspiessglanz vorzüglich auf der Grube Abendröthe zu Andreasberg, als grosse Seltenheit auf der Grube Caroline bei Clausthal im Thonschiefer.

9. Manganhaltige Mineralien.

a) Graubraunsteinerz Mn^2O^3, HO mit 89,81 Manganoxyd und 10,19 Wasser, hat sich im blättrigen, dichten und erdigen Zustande auf den Gruben St. Joachim und Bleifeld bei Zellerfeld in sehr kleinen Krystallen auf Brauneisenstein gefunden.

C. Erdige Hauptgangarten.

Erdige Hauptgangarten.

Auf den Oberharzer Blei-, Silber- und Kupfergängen kommen nachstehende erdige Fossilien als Hauptgangarten vor:

1) Quarz SiO^3 mit 48,04 Silicium und 51,96 Sauerstoff, und zwar a) als Amethyst (von ἀμέθυστος gegen die Trunkenheit, wofür ihn Aristoteles und Andere empfohlen haben) auf Juliane Sophie zu Schulenberg, graulich weiss,

derb, stänglich abgesondert (Festungsquarz) und krystallisirt, mit Kalkspath, Bleiglanz, Blende und Kupferkies, seltener auf Bockswiese und noch seltener auf dem Zellerfelder Hauptzuge und dem Burgstädter Zuge bei Clausthal; b) als Bergkrystall, krystallisirt, in sechsseitigen Doppelpyramiden auf Margarethe und Anna Eleonore; c) als gemeiner Quarz auf sämmtlichen Gruben des Burgstädter Zuges derb als Gangmasse mit Kalkspath und krystallisirt in Drusenlöchern, zuweilen zerfressen, zellig (Dorothea, Caroline, Engl. Treue); weniger häufig auf dem Rosenhöfer Zuge, dagegen am häufigsten auf dem Zellerfelder Hauptzuge; auf den Bockswieser und Lautenthaler Gruben ist der Quarz nicht fremd; wenn auch nicht vorwaltend, doch auf allen Andreasberger Gängen zu finden, am häufigsten auf Abendröthe und Bergmannstrost und zwar derb, zerhackt, schwammig zerfressen und krystallisirt; auf den Lauterberger Kupfererzgängen bildet der Quarz gemeinschaftlich mit Schwerspath die Gangmasse; d) Kohlenquarz von sammet- und graulich schwarzer Farbe und mehr oder weniger ausgezeichnetem blättrigen Gefüge, durchsetzt bisweilen den Thon- und Kieselschiefer auf der Grube Neufang zu St. Andreasberg und besteht nach Dumenil aus

Kieselsäure	86,76
Kohle	0,24
Thonerde mit Spuren von Mangan . . .	1,08
Talkerde	1,80
Kalkerde	4,88
Eisenoxydul . . . . , ...	2,00
	96,76

2) Kohlensaurer Kalk CaO, CO^2 mit 56,13 Kalkerde und 43,87 Kohlensäure, und zwar als a) Kalkspath, durch Formenreichthum und Schönheit ausgezeichnet auf den Andreasberger Gängen; derb und weniger schön krystallisirt auf den Clausthaler, Zellerfelder und Lautenthaler Gängen. b) Kalkstein auf Bockswiese und den Lautenthaler Gruben, im fasrigen Zustande in dünnen Lagen zwischen Thonschiefer auf Bergmannstrost bei Clausthal. c) Als Arragonit findet sich der kohlensaure Kalk im Iberge bei Grund.

3) Braunspath CaO, CO^2 in abweichenden Verhältnissen mit FeO, CO^2 und MnO, CO^2, oft auch mit etwas MgO, CO^2, auf den Gruben des Burgst. Zuges weniger, als auf denen des Rosenhöfer Zuges, krystallisirt in kleinen Rhomboedern mit Eisenspath, Schwerspath und Bleiglanz; auf Bergwerkswohlfahrt auf Grauwacke, fast halbmetallisch glänzend und tombackbraun angelaufen; fasrige Abänderung in dünnen Lagen zwischen Grauwacke und Thonschiefer auf Bergmannstrost, Ring und Silberschnur, zu Andreasberg auf dem auswendigen Zuge krustenförmig; auf den Lauterberger Kupfergruben.

4) Schwerspath BaO, SO^3 mit 65,63 Baryterde und 34,37 Schwefelsäure, geradschaalig, dicht und körnig am häufigsten auf dem Silbernaaler Zuge, hauptsächlich auf Bergwerkswohlfahrt; geradschaalig sehr häufig auf dem Rosenhöfer Zuge, selten auf dem Burgstädter Zuge und zu Andreasberg, dagegen häufig auf den Lauterberger Kupfergängen, mulmig auf Grube Joachim bei Zellerfeld in den Gangklüften und leeren Räumen des zelligen und zerhackten Quarzes.

Nach Jordan (Schweigg. J. LVII, 361) bestand ein splittriger Schwerspath vom Silbernaaler Zuge aus:

Schwefelsaurer Baryterde	86,000
„ Strontianerde	6,750
Kieselsäure	5,750
Thonerde	Spr.
Wasser	0,375
	98,875

5) Thonschiefer, in den mannichfachsten Abänderungen mit Grauwacke vorkommend, findet sich oft in der Gangmasse. Folgende Analysen davon sind bekannt geworden:

	I.	II.	III.	IV.
Kieselerde	66,06	49,87	59,82	58,849
Thonerde	21,39	26,41	16,19	15,787
Eisenoxyd	4,60	6,95	7,49	10,840
Manganoxyd	—	1,21	—	—
Kalkerde	0,50	2,10	0,18	Spr.
Magnesia	—	0,87	1,37	0,176
Kali	2,03	2,96	4,28	3,518
Natron	—	1,62		0,958
Kohle	—	0,65	—	—
Glühverlust	5,00	7,05	6,38	7,903
Kohlensäure	—	—	2,96	—
	99,58	99,69	98,67	98,031

I. Gangthonschiefer aus einer Ruschel im mittleren Burgstädter Reviere nach Bodemann. II. Gangthonschiefer von der Grube Neue Margarethe nach Kayser. III. Gangthonschiefer vom vierten Lichtloche bei Grund nach Bischoff, durch Essigsäure noch ausgezogen 0,83 Eisenoxydul, 0,505 Kalk- und Talkerde. IV. Thonschiefer aus dem Nebengestein ebendaher nach Kjerulf.

In der Andreasberger Gegend kommt Kieselschiefer lagerweis mit dem Thonschiefer vor und findet sich wohl in der Gangmasse; ferner in grossen Nieren in der Grauwacke, z. B. hin und wieder im Nebengestein des Ganges der Grube Ring und Silberschnur bei Zellerfeld.

Der gemeine Kieselschiefer wechselt nach Hausmann mit Lagen einer graulich-weissen Masse ab, welche im Bruche splittrig und in dünnen Lagen durchscheinend ist und nach Schnedermann (Hausmann's Harzgeb., p. 77) die sub II. angegebene Zusammensetzung hat, während z. B. ein Kieselschiefer von Lerbach die sub I. mitgetheilte Zusammensetzung zeigte:

	I.	II.
Kieselerde	61,24	61,87
Thonerde	18,75	0,23
Eisenoxydul	11,70	6,98
	91,69	69,08

	I.	II.
	91,69	69,08
Manganoxydul . . .	—	0,30
Kalkerde	0,95	25,80
Magnesia	4,91	2,11
Kali	1,22	0,33
Natron	2,59	1,02
Kohlensäure	0,49	Spr.
	100,95	98,64.

Auf den Gruben Joachim und Bleifeld bei Zellerfeld fand sich vormals Hornstein sehr ausgezeichnet.

D. Seltenere erdige Mineralien aus den Erzgängen.

Seltenere erdige Mineralien.

In untergeordneten Mengen oder als Seltenheiten werden in den Oberharzer Gängen noch folgende erdige Mineralien angetroffen:

1. Kieselerdehaltige Mineralien.

a) Albit (von albus weiss), $(NaO, KO, CaO, MgO), SiO^3 + Al^2O^3, 3SiO^3$, auf dem hangenden Trumm der Grube Neufang bei Andreasberg mit Bergkrystall, Desmin und Zinkblende; ferner mit Datolith auf Grünstein im Wäschgrunde.

b) Analcim (von ἄναλκις schwach, kraftlos, wegen der geringen electrischen Erregbarkeit), $3NaO, 2SiO^3 + 3(Al^2O^3, 2SiO^3) + 6HO$, mit 55,03 Kieselsäure, 22,96 Thonerde, 13,97 Natron und 8,04 Wasser, in kleinen saubern, theils farblosen, theils gelblichen Krystallen besonders auf Samson und Catharine Neufang zu St. Andreasberg, theils mit Desmin auf Kalkspath, theils auf Thon- und Kieselschiefer; kleintraubig, dem Botryolith ähnlich auf Kalkspath auf der Grube Andreaskreuz.

c) Apophyllit (von ἀποφυλλίζω entblättern, sich aufblättern vor dem Löthrohr), $KO, 2SiO^3 + 8(CaO, SiO^3) + 16HO$ mit 52,43 Kieselsäure, 25,86 Kalk, 5,36 Kali, 16,35 Wasser; auf Grube Samson bei Andreasberg in weisser, rother und spargelgrüner Varietät.

d) Axinit, $(CaO, MgO)^3, (SiO^3, BoO^3)^2 +$
$2[(Al^2O^3, Fe^2O^3, Mn^2O^3), (SiO^3, BoO^3)]$,

auf der Grube Bergmannstrost zu Andreasberg auf Grünstein und Thonschiefer in kleinen pflaumenblauen Krystallen, sowohl allein als auch von Harmotom und Thallit begleitet; ferner auf Samson in kleinen Krystallen mit Datolith.

e) Chabasit (von χαβάζιος, dem Namen eines Steines, der in den Gedichten des Orpheus erwähnt wird), $3(CaO, NaO, KO), 2SiO^3 + 3(Al^2O^3, 2SiO^3) + 18HO$, in netten Krystallen, gewöhnlich in Zwillingen, hauptsächlich auf Grube Felicitas bei Andreasberg auf Thon- und Kieselschiefer.

f) Datolith (von δατέομαι theilen, vertheilen, und λίθος Stein, wegen der körnigen Absonderung der derben Varietäten), $3CaO, 4SiO^3 + 3(Ca^2O, BoO^3) + 3HO$ mit 37,910 Kieselsäure, 21,482 Borsäure, 35,068 Kalk und 5,540 Wasser, derb und schön krystallisirt im Wäschgrunde auf eigenen schmalen Gängen im Diabas mit Quarz, Kalkspath, Prehnit; ferner mit Apophyllit und Axinit auf Samson und Bergmannstrost bei Andreasberg. Die Krystallform ist von Hess (Pogg. Ann. Bd. 93, p. 380) und von Schröder (ibid. Bd. 94, p. 235) neuerdings näher studirt worden.

Die Zusammensetzung ist nach Stromeyer (I.), Dumenil (II.), Rammelsberg (III.) und mir (IV.) folgende:

	I.	II.	III.	IV.
Kieselsäure . . .	37,36	38,51	38,477	37,89
Borsäure. . . .	21,26	21,34	20,315	21,65
Kalkerde . . .	35,67	35,59	35,640	34,87
Wasser	5,71	4,60	5,568	5,59
	100,00	100,04	100,000	100,00

g) Desmin (von δεσμή Bündel, bes. von Aehren), $CaO, SiO^3 + Al^2O^3, 3SiO^3 + 6HO$ mit 57,98 Kieselsäure, 16,13 Thonerde, 8,94 Kalkerde, 16,95 Wasser; strahlig zu St. Andreasberg, am häufigsten auf Neufang, am seltensten auf Samson und Abendröthe. Enthält nach meiner Untersuchung:

Kieselerde . . .	56,3
Thonerde. . . .	15,9
Eisenoxyd . . .	1,3
Kalkerde	7,4
Kali	0,6
Wasser	17,6
	99,1.

h) Granat (von der Farbe der Granatblüthe so genannt), Eisengranat, vorwaltend $3CaO, SiO^3 + Fe^2O^3, SiO^3$, neben CaO oft mehr oder weniger MnO, zuweilen auch MgO, FeO, neben Fe^2O^3 häufig etwas Al^2O^3 enthaltend; in schön apfelgrünen Krystallen mit Kalkspath auf Grube Samson.

i) Harmotom (von ἁρμόζω zusammenfügen und τέμνω schneiden, spalten, weil sich die Krystalle an den Zusammenfügungen der Pyramidenflächen, an den Scheitelkanten, theilen lassen), Kreuzstein, $2[3(BaO, KO, CaO), 4SiO^3] + 7(Al^2O^3, 2SiO^3) + 36HO$ findet sich auf mehreren Andreasberger Gruben, gewöhnlich in deutlichen Zwillingskrystallen, am häufigsten auf Bergmannstrost, früher auf Abendröthe und Andreaskreuz; auf Neufang von brauner Farbe in grossen Krystallen und auch derb. Zusammensetzung:

	I.	II.	III.	IV.	V.	VI.
Kieselerde	49,00	46,626	45,502	48,739	48,683	45,80
Thonerde	16,00	16,823	16,417	17,677	16,833	15,80
Baryterde	18,00	20,324	20,090	19,222	20,086	17,50
Kalkerde	—	0,256	1,800	—	—	1,98
Kali	—	1,025	1,124	—	—	—
Wasser	15,00	15,030	15,000	14,659	14,683	16,66
	98,00	100,084	99,933	100,297	100,285	97,74

I. nach Klapproth (Beitr. II, 83); II. u. III. nach Köhler (Pogg. Ann. XXXVII, 561); IV. u. V. nach Rammelsberg (Handw. I, 290); VI. nach Kerl (Berg- und Hüttenm.-Zeit. 1853, Nr. 2).

k) Pistazit, Thallit $(CaO, FeO, MnO, MgO)^3, SiO^3 + 2[(Al^2O^3, Fe^2O^3), SiO^3]$, auf der Grube Bergmannstrost bei Andreasberg krystallisirt und derb auf Grünstein, bisweilen begleitet von einzelnen Axinitkrystallen und Kreuzstein.

l) Prehnit (nach dem holländischen Oberst v. Prehn von Werner so genannt), $2CaO, SiO^3 + Al^2O^3, SiO^3 + HO$, mit 44,045 Kieselsäure, 24,502 Thonerde, 27,162 Kalkerde, 4,291 Wasser, faserig mit Datolith im Wäschgrunde bei Andreasberg.

m) Stilbit (von στίλβω glänzen), $3(CaO, SiO^3) + 4(Al^2O^3, 3SiO^3) + 21HO$, mit 59,05 Kieselsäure, 17,53 Thonerde, 7,29 Kalkerde und 16,11 Wasser, kleine, aber nette Krystalle von weisser und gelblicher Farbe, besonders auf Grube Neufang bei Andreasberg mit Desmin und Kalkspath, zuweilen einzeln auf Thonschiefer.

n) Steinmark (festes Kaolin), $3Al^2O^3, 4SiO^3 + 6HO$, fest auf dem zweiten Lichtloche des tiefen Georgstollens und auf Bergwerkswohlfahrt, zwischen Klüften der Grauwacke mit Braunspath; leicht zerreiblich und aus zarten schimmernden Schüppchen bestehend, von schnee- und röthlichweisser Farbe auf dem Dreibären Gange zu Bockswiese; auf der Schwarzen Grube bei Lautenthal von grüner Farbe mit Kalkspath.

Das Mineral von Bergwerkswohlfahrt besteht nach Dumenil (I.) (Anal. unorg. Körper I, 37) und Kayser (II.) aus:

	I.	II.
Kieselerde	43,00	57,70
Thonerde	40,25	27,10
Eisenoxyd	0,48	—
Kalkerde	0,47	0,80
Magnesia	—	1,28
Wasser	15,50	14,00
	99,70	100,88

o) Talk, MgO, SiO^3, mit 30,92 Talkerde und 69,08 Kieselsäure, kommt nur selten im blättrigen Zustande vor; auch scheint ein in zarten schuppigen, perlmutterartig-glänzenden Theilen bestehender Ueberzug von Harmotom- und andern Krystallen auf den Andreasberger Erzgängen, der vormals zuweilen für sogen. Buttermilcherz ausgegeben worden, zum Talk zu gehören (vid. Hornsilber).

p) Zeolith (von ζέω kochen und λίθος Stein, wegen des Sprudelns vor dem Löthrohr), Nadelzeolith, Mesotyp, $(NaO, CaO, KO), SiO^3 + Al^2O^3, SiO^3 + 2HO$, wird äusserst selten auf den Silbererzgängen zu Andreasberg getroffen.

q) Zygadit von der Grube Catharine Neufang zu Andreasberg, von Breithaupt dem Stilbit ähnlich erkannt, enthält nach Plattner Kieselerde, Thonerde und Lithion. (Pogg.

Ann. LXIX, 441.) So genannt von ζυγάδην paarweise, zusammengejocht, wegen der Zwillingskrystalle des Minerals.

2. Kalkhaltige Mineralien.

a) Anthrakonit, kohlensaurer Kalk mit einem geringen Gehalte an Kohle, bildet bei Andreasberg auf Andreaskreuz Gangtrümmer in einem Kalksteinlager.

b) Bitterspath, Rautenspath, CaO, CO^2, mit einem abweichenden, aber stets bedeutenden Gehalt an MgO, CO^2, oft mit etwas FeO, CO^2 und MnO, CO^2, selten.

c) Eisenbitterspath (Perlspath), CaO, CO^2 mit einem bedeutenden Gehalte an MgO, CO^2, einem geringeren von FeO, CO^2 und gewöhnlich mit etwa MnO, CO^2, kommt auf den Gängen bei Clausthal und Wildemann vor.

d) Flussspath, $Ca\,Fl$ mit 51,86 Calcium und 48,14 Fluor, zu St. Andreasberg auf den Gruben Andreaskreuz und Neufang von weisser, grünlich weisser und violetter Farbe, derb in Kalkspath eingewachsen und in grossen und kleinen Octaedern krystallisirt, ferner auf Claus Friedrich und Franz August daselbst, zu Lauterberg auf der Flussgrube.

e) Gyps (γύψος für Kreide und unsern Gyps bei Theophrastus. Nach Koch vom arab. gebas, d. i. weisse, auch aschgraue Farbe), $CaO, SO^3 + 2HO$, mit 32,64 Kalk, 46,49 Schwefelsäure und 20,87 Wasser, als Fasergyps auf der Grube Elisabeth bei Clausthal in Trümmern in Grauwacke; auf Thonschiefer unweit Wildemann, auf der schwarzen Grube zu Lautenthal.

f) Karstenit, Anhydrit (von ἄνυδρος wasserlos), CaO, SO^3, mit 41,25 Kalkerde und 58,75 Schwefelsäure, in schmalen Trümmern auf den Kupfererzgängen bei Lauterberg.

g) Hämatokonit, kohlensaurer Kalk mit Eisenoxyd, findet sich späthig und schuppig-körnig im Höllthal bei Wildemann, bei Grund und auf Felicitas zu St. Andreasberg.

h) Pharmakolith (von φάρμακον Gift, wegen des Gehalts an Arsensäure), $(CaO, MgO)^2, AsO^5 + 6HO$, mit 25,188 Kalkerde, 50,940 Arsensäure und 23,872 Wasser, zu St. Andreasberg, besonders in den oberen Teufen der Gruben

Catharine Neufang und Samson mit Arsen, Rothgiltigerz, Silberschwärze, Bleiglanz und Kalkspath. Zusammensetzung nach John (Gehlen's J. III, 539):

Kalkerde	27,28
Arsensäure	45,68
Wasser	23,86
	96,82.

3. Talk-, strontian-, magnesia- oder natronhaltige Mineralien.

a) Bittersalz, $MgO, SO^3 + 7HO$, mit 16,70 Talkerde, 32,40 Schwefelsäure und 50,90 Wasser, haarförmig, wollig und erdig zwischen Thonschiefer auf Caroline, Dorothea und mehreren andern Gruben des Burgstädter und Rosenhöfer Zuges.

b) Glaubersalz, bildet sich in haarförmigen, durchsichtigen Krystallen auf manchen nicht zu feuchten Strecken der Oberharzer Gruben, besonders auf der ersten, zweiten und dritten Strecke der Grube Elisabeth bei Clausthal, am schönsten in den Wintermonaten, weit seltener in den Sommermonaten. In der Grube verwittert das Salz nicht, verwandelt sich aber an der Luft in weisses Mehl.

Analysen von Kayser:

	I.	II.	III.
Schwefelsaures Natron . . .	95,37	91,04	92,07
Schwefelsaure Magnesia . .	1,62	4,04	3,32
Schwefelsaures Eisenoxydul .	0,28	0,28	0,19
Schwefelsaure Kalkerde . .	1,69	1,68	1,81
Wasser	1,02	1,85	1,85
	99,98	98,89	99,24

I. Von der Grube Elisabeth. II. Von der Tiefen Georg Stollen Strecke. III. Von der ersten Elisabether Strecke, 15 Lachter unter dem Georgstollen.

c) Strontianit (von Strontian in England), SrO, CO^2, mit 70,07 Strontianerde und 29,93 Kohlensäure, krystallisirt und büschelförmig auf der Grube Bergwerkswohlfahrt in Klüften des Schwerspathes, welcher strontianhaltig ist, selten weiss, öfter gelb und braun.

Nach Jordan (Schweigg. Journal für Chemie u. Pharm. LVII, 344) besteht die weisse (I.) und honiggelbe Varietät (II.) aus:

	I.	II.
Kohlensaurer Strontianerde .	92,875	92,750
" Kalkerde . .	6,500	6,500
Kohlensaurem Eisenoxydul .	—	0,363
Wasser	0,250	0,250
	99,625	99,863.

d) Witherit (nach Dr. Withering von Werner so genannt), *BaO, CO^2*, mit 77,59 Baryterde und 22,41 Kohlensäure, hat sich einmal auf der Grube Prinz Maximilian zu St. Andreasberg gefunden.

4. Sonstige Mineralien.

a) Erdöl, C^3H^5, mit 88,027 Kohlenstoff und 11,973 Wasserstoff, als schwarzer Ueberzug auf Andreasberger Kalkspäthen.

b) Erdpech, Asphalt, bei Wildemann im spitzigen Berge in einer Kluft der Grauwacke, dieselbe sowie Braunspath überziehend; mit Bleiglanz, Kalkstein und Kalkspath erdig und blättrig im Iberg auf Prinz Regent.

c) Anthracit, Kohlenblende, Kohlenstoff mit einem geringen Gehalte an Wasserstoff, Sauerstoff und Stickstoff und beigemengten erdigen Theilen; auf dem Rosenhöfer Zuge bei Clausthal.

§. 3. Vorkommen der Erze auf ihren Lagerstätten und die darauf bauenden Gruben.

Erzgänge.

Die auf den Oberharzer Hütten zur Verschmelzung kommenden Erze (pag. 16) finden sich auf Gängen [1]) im

1) *Zimmermann*, die Wiederausrichtung verworfener Gänge, Lager und Flötze. Darmstadt und Leipzig 1828. —

Derselbe, das Harzgebirge. Darmstadt 1834, Bd. I, p. 320

Derselbe, die Erzgänge und Eisensteinslagerstätten des nordwestl. Hannoverschen Oberharzes. Berlin 1837. (Auch *Karstens* Arch. 2 R., Bd. 10.)

Ostmann, über die Anwendung der bisherigen Gangtheorien auf den oberharzischen Bergbau, mit Rücksicht auf dessen Gangverhältnisse. *Karstens* Arch. 1 R., V., 87.

Kerl in Freib. Berg- u. Hüttenm.-Zeit. 1859, Nr. 46.

älteren devonischen und Kohlengebirge. Diese bilden nach ihrer lokalen Lage meist einzelne Gruppen oder Striche (Gangzüge), denen in der Regel ein von verschiedenen ab- und zulaufenden Trümmern und Nebengängen begleiteter Hauptgang als Basis dient.

Die Erzgänge im Clausthaler und Zellerfelder Bezirke, also westlich vom Bruchberge, liegen zwischen zwei Diabaszügen, von denen sich der eine von Osterode bis in die Harzburger Forst, der andere vom Steinberge bei Goslar, wenn auch verschiedentlich unterbrochen, bis nach Haus Schildburg bei Seesen erstreckt. Diese Erzgänge haben bei grösserer Mächtigkeit ein Streichen h. 7 — 9 von Nordwest nach Südost, während die Schichten des Nebengesteins ihre Hauptrichtung von Südwest nach Nordost h. 3—5 nehmen. Bis auf wenige verkehrtfallende fallen die Gänge durchschnittlich unter 70 Grad nach Süd und Südost, die Schichten des Harzgebirges unter einem Winkel von 60—70 Grad nach Südwest.

In diesen Gängen kommen als Erze hauptsächlich Bleiglanz, Kupferkies und Zinkblende, seltener Fahlerz und Bournonit vor; als Gangarten: Quarz, Kalkspath, Braunspath, Spatheisenstein und Schwerspath. Da wo die Lagerungsverhältnisse der Gänge einfach sind, pflegen dieselben erzarm, ja an manchen Punkten ganz taub zu sein; dagegen concentrirt sich der Erzreichthum an den Zertrümmerungen und Schaarungspunkten.

Der von Wildemann nach Clausthal streichende und als Centralgang anzusehende Hauptgang enthält fast alle aufgeführten Gangarten; bei den nördlich davon aufsetzenden Gängen vermindern sich im Allgemeinen in dem Masse der Entfernung die späthigen Gangarten, der Quarz waltet vor; Schwerspath findet sich nicht, der Blendegehalt nimmt zu und der Bleiglanz wird silberärmer; nach Süden zu erlangt der Schwerspath auf Kosten der Carbonate eine grössere Wichtigkeit, Quarz und Blende verschwinden und der Bleiglanz wird silberreicher.

Die Ausfüllungsmasse der Bleiglanzgänge besteht hauptsächlich aus Thonschiefer und Grauwacke, in welchen die übrigen Mineralsubstanzen meist trümmerartig aufsetzen.

Der Bleiglanz bildet in Begleitung von Blende, etwas Schwefel- und Kupferkies, seltener von Fahlerz, meist sehr unregelmässige Trümmer, oft von bedeutender Mächtigkeit, welche von den übrigen Ganggesteinen trümmerartig durchsetzt werden, oder er findet sich bis zu unsichtbaren Theilen in die Gangart eingesprengt, besonders zwischen zwei parallel streichenden Gängen. Die Zinkblende, stets silberarm, ist oft sehr innig mit dem Bleiglanz gemengt und wird in der Tiefe immer häufiger. Schwefel- und Kupferkies, auch sehr silberarm, finden sich meist eingesprengt oder in Trümmern im Bleiglanz.

Das silberhaltige Fahlerz ist gewöhnlich eingesprengt, selten krystallisirt und trümmerartig im Bleiglanz.

Im Andreasberger Bezirke, östlich vom Bruchberge, ist das Gebirge von einer Menge weniger mächtiger, aber edlerer Gänge durchschwärmt, und ihr Vorkommen erstreckt sich nur wenig über die Umgebung der Stadt hinaus.

A. Gänge in den Bezirken von Clausthal und Zellerfeld.

Folgende Hauptgangzüge von Nordost nach Südwest sind bekannt geworden[1]):

Ochsenthal-Wittenberger Gang.

I. Der Ochsenthal-Wittenberger Gang setzt etwa eine Stunde nordwestlich von der Bergstadt Lautenthal im Cypridinenschiefer auf und tritt auf der Höhe des Wittenberges am rechten Ufer der Innerste bei 2—3 Lachter Mächtigkeit, einem Streichen *h*. 8. 3 und einem Fallen von 70—80° südwestlich aus dem braunschweigschen ins hannoversche Territorium. Der Gang theilt sich auf der Höhe des Wittenberges in zwei Trümmer, den Ochsenthaler oder hangenden und den Wittenberger oder liegenden Gang.

1) Der Ochsenthaler Gang, durch mehrere im Jahre 1854 ausgeführte Schürfe am rechten Ufer der Innerste, so

[1]) Die neuerdings entworfene Gangkarte wird nach ihrer Vollendung noch mehr Licht über diese Erzgänge geben.

wie durch eine nicht mehr im Betriebe stehende, aber noch theilweise zugängliche Grube aufgeschlossen, setzt von dem in der Nähe der Innerste am westlichen Einhange des Wittenberges befindlichen Schaarungspunkte ab in südöstlicher Richtung durch das Ochsenthal. Auf dieser Grube ist nesterweise vorkommender, silberarmer Bleiglanz gewonnen, mit welchem als Gangarten Quarz mit wenig Spatheisenstein, sowie Spuren von Kupfer- und Schwefelkies sich fanden. Kalkspath scheint zu fehlen.

2) Der Wittenberger Gang setzt bei 1 bis $1^{1}/_{2}$ Lachter Mächtigkeit, einem Streichen h. 9. 2 und mit 75—80° Fallen nach Südwest vom Schaarungspunkte ab durch die Innerste ins Gegenthal, wo dessen eiserner Hut (kieseliger Brauneisenstein) für die Gitteldesche Eisenhütte abgebaut wird. Auch am ganzen Abhange des Wittenberges von der Höhe bis zum Thal ist Eisenstein gewonnen, wahrscheinlich in kurzen Mitteln vorkommend. Die Fortsetzung des Ganges, welcher nur durch wenige im Jahre 1854 aufgeworfene Schürfe und Schräme, sowie durch den wegen Wettermangels nicht mehr fahrbaren Stollen der Eisensteinsgrube im Gegenthal aufgeschlossen ist, auf dem linken Innerstufer ins Gegenthal wird allgemein für den wahrscheinlich edleren Theil des Ganges gehalten. Während hier die Gangmasse neben Quarz Kalkspath enthält, so findet sich am rechten Ufer der Innerste nur Quarz.

Das Ausgehende der beiden einzelnen und auch der vereinigten Gänge lässt sich vom Gipfel des Wittenberges aus durch einen aus dem verwitterten Nebengestein hervorragenden Quarzrücken wahrnehmen.

II. Der Lautenthal-Hahnenkleer Gangzug beginnt westlich im Bromberge, setzt durch das Innerstethal in den Kranichsberg, durch den Hahnenkleer Berg und das Granethal nach dem Todtenmannskopfe und ist somit nach seinem Hauptstreichen auf 3000 Lachter Länge bekannt. Sowohl sein östliches als auch sein westliches Ende ist noch nicht genau ermittelt, da er an beiden Puncten mit einer milden Schiefermasse ausgefüllt ist, welche seine Unterscheidung vom Nebengestein schwierig macht.

Lautenthal Hahnenkleer Gangzug.

4*

Lauten-thalerGang-zug.

A. Im Lautenthaler Gangzuge[1]) bildet den Haupt- oder Centralgang der Lautenthalsglücker Gang, welcher, aus dem Bromberge durch die Innerste setzend, sich in einer erst nach NO. convexen, in der Nähe des Jacober Schachtes dann concaven Curve um den Kranichsberg herumzieht. Der Gang hat nach den jetzigen Aufschlüssen über 50 Lcht. Mächtigkeit. Am Tage hat er in diesem Bezirke keinen eisernen Hut, sondern sein Ausgehendes — sehr deutlich am Lautenthaler Kunstgraben oberhalb des Richtschachter Gaipels aufgeschlossen —, zeigt dieselbe Ausfüllung, wie sie in der Tiefe beobachtet ist, auch an den Halden alter Schürf- und Bergbauversuche am Gehänge des Kranichsberges liegen Bruchstücke derselben Art. Ob der weiter nach Seesen zu früher gewonnene Eisenstein als eiserner Hut dieses Ganges anzusehen ist, muss durch Schürfarbeiten noch näher ermittelt werden. Auch soll oben auf dem Steilen Berge ein mächtiger Schwerspathgang aufsetzen, über dessen Verhalten zum Lautenthalsglücker Gang nichts Näheres bekannt ist.

In diesem mächtigen Gangzug setzen verschiedene Trümmer auf, welche man dem Streichen und Fallen nach auf längere Erstreckungen verfolgen kann und denen früher (Zimmermann c. l.) auch besondere Namen gegeben sind, als: Brombergsglücker, Güte des Herrner, Lautenthalsglücker und St. Jacober Gang, welcher letztere in Vereinigung mit dem aus dem Hangenden heransetzenden Lautenthaler Hoffnungsgange den liegendeu Hahnenkleer Gang bilden soll. Da aber eine Trennung dieser einzelnen kleineren Trümmer durch Nebengestein vom Haupt- oder Lautenthalsglücker Gange nicht nachgewiesen ist, so müssen sie wohl als in der Gangesmächtigkeit liegend angenommen werden, ganz ebenso wie die liegenden und hangenden Trümmer, welche in neuerer Zeit in der Tiefe aufgeschlossen sind.

Aus dem Liegenden laufen dem Hauptgange von Abend her noch mehrere Gänge zu. Bei der Güte des Herrner Schmiede setzt der Bergsterner Gang, welcher in mehr östlicher Entfernung Abendsterner Gang heisst, in den

1) *Jugler*, Harzverwaltung, Taf. X.

Kranichsberg hinein und schaart sich in der Nähe des Massener Schachtes an den Lautenthalsglücker Gang an, desgleichen noch weiter im Liegenden in der Nähe des alten St. Jacober Schachtes der Leopolder Gang, und endlich ist östlich vom Jacober Schacht der flachfallende äusserstliegende Gang in der Kehrradstube der Schwarzen Grube zu treffen.

Der Abendsterner Gang (von Zimmermann Güte des Herrner Gang genannt) ist die sehr gebrächige und milde Parthie am Liegenden des Hauptganges und daher nicht mit dem Bergsterner Gang zu verwechseln. Der Güte des Herrner Schacht, so wie der verstürzte Abendsterner Schacht sind auf diesem Gange abgeteuft. Derselbe hat, namentlich im Güte des Herrner Revier, nur in oberen und mittleren Teufen Erze geführt.

In der Nähe des Jacober Schachtes läuft ein Trumm vom Hauptgange ins Hangende ab, ist aber in seiner Längenerstreckung noch nicht genügend untersucht. Ein anderes hangendes Trumm liegt zwischen dem Jacober und Schwarze Grubener Schacht und bildet eine Curve, deren convexe Seite dem Lautenthalsglücker Gange zugekehrt ist. Während der Lautenthalsglücker Gang am Tage und in oberer Teufe als ein erzführender Gang erscheint, der namentlich am Liegenden sehr gebrächig und milde ist, dann aber weiter im Hangenden durch mächtige, oft mit Quarz durchwachsene Kalkspathparthien fester wird, so scheint sich in der Tiefe die Erzführung auf 3 Trümmer vertheilt zu haben. Das liegende Trumm (wohl unrichtig Abendsterner, besser Bergsterner Gang genannt) zeigt am Massener Schacht auf der 2., 3. und 4. Strecke schöne Erzparthien von derbem Bleiglanz, Bleischweif und Zinkblende; auf der 5. und 6. Strecke ist weniger Edelkeit vorhanden. Auf der Güte des Herrn ist dieses Trumm in neuester Zeit mit einem liegenden Querschlag auf der 12. Streckensohle mit 21,8 Quint Silber und bis 70 Pfd. Blei im Centner getroffen worden.

Das mittlere oder Schachttrumm hat 150 Lachter östlich vom Massener Schachte in der 4. Streckensohle auf etwa 20 Lachter Länge Bleiglanzstuff geführt.

Das hangende Trumm am Massener Schachte ist ein erzführendes Bogentrumm, welches aber in der Gangesmächtigkeit liegt.

Die im Güte des Herrner Felde aufsetzenden liegenden und hangenden Trümmer sind ebenfalls weniger mächtige, erzführende Bogentrümmer, welche sich an ein Mitteltrumm anschaaren, aber in der Gangesmächtigkeit liegen.

In dem Hauptgange kommen die Erze, was eigenthümlich ist, in mehr oder weniger grossen linsenförmigen Massen vor, welche über und neben einander, auch im Streichen vor und hinter einander liegen und durch taube Gangausfüllung (Thonschiefer, grössere isolirte Grauwacken- und Kieselschieferparthien etc.) getrennt sind. Das Vorkommen der Erze in länger fortsetzenden Gängen und Trümmern findet man seltener, und dann sind die Erze in der Regel arm, eingesprengt und dadurch oft unbauwürdig. Die Verfolgung solcher Trümmer wird dann freilich oft genug und hinlänglich belohnt, wenn man beim Betriebe eine grössere Erzlinse findet. Durch dieses Erzvorkommen wird der Betrieb sehr erschwert und erfordert viel Sorgfalt und Umsicht.

Grube Lautenthalsglück.

Auf den Lautenthaler Gängen baut die eine Grube Lautenthals Glück, welche nachstehende 3 Reviere umfasst:

1) das schwarze Grubener Revier, welches die Grubenfelder der alten Grube Lautenthalsglück theilweise und St. Jacob ganz umfasst, auf dem Lautenthalsglücker und St. Jacober Gang liegt und einen Tagesschacht von 164½ Lachter Tiefe hat. Die Hauptbaue liegen zwischen der mittleren und unteren Feldortstrecke, 148½ Lachter tief. Die Erze brechen mit viel Thonschiefer ein.

2) Das Massener Revier, theils auf dem Güte des Herrner, theils auf dem Lautenthalsglücker Gange liegend, mit dem erst 1841 zu Tage aus geführten 250 L. tiefen Treibschacht und dem 56 L. tiefen Kunstschacht. Die Hauptbaue liegen zwischen der 2. und 6. Strecke. Mit den Erzen kommt etwas weniger Thonschiefer vor, als auf der schwarzen Grube, aber mehr, als auf Güte des Herrn. Die Blendeführung ist in allen Revieren gleich, vielleicht im Massener Reviere am bedeutendsten.

3) Das Güte des Herrner Revier, auf dem Lautenthalsglücker, Güte des Herrner, Bergsterner und Leopolder Gange, sowie auf mehreren hangenden Trümmern bauend, hat drei gangbare Tageschächte, den Güte des Herrner von 213 L., den westlich von der Innerste gelegenen Prinzessin Caroliner Schacht von 70 L. (nur noch als Kunstschacht bei Fluthzeiten dienend) und den 93½ L. tiefen Güte des Herrner Richtschacht. Die Hauptbaue liegen zwischen der 9. und 13. Strecke, Die Erze enthalten etwas mehr Kupferkies, Kalkspath und Quarz, als die aus den andern Revieren.

Der Bau der Lautenthaler Gruben scheint um 1580 begonnen und sich bis 1790 günstig gestellt zu haben, von da ab aber immer gesunken zu sein. Im Jahre 1817 war es bei den geringen Blei- und den hohen Getraidepreisen die Absicht, den Bergbau auf ein Minimum zu beschränken, bald darauf eintretende günstigere Verhältnisse hinsichtlich dieser Preise, sowie das Aufschliessen beträchtlicher Erzmittel, gestatteten jedoch eine Fortsetzung des früheren Betriebes, ohne dass dadurch ein erheblicher Schaden erwuchs. Der in neuerer Zeit begonnene Absatz der reichlich vorkommenden Zinkblende zu guten Preisen gewährt dem Bergbau eine erquickliche Einnahme.

Da die Stöllen, z. B. der tiefe Sachsenstollen, nur geringe Tiefe einbringen, so hat man nach Niederbringung des Güte des Herrner Richtschachtes seit 1849 eine Wassersäulenmaschine [1]) zur Wassergewältigung aus den Tiefbauen aufgestellt, welche in ihrer Construction im Wesentlichen nicht von derjenigen abweicht, welche der jetzige Bergrath Jordan im Silbersegner Richtschachte bei Clausthal eingebaut hat. [2]) Letztere hat Hahn-, erstere Kolbensteuerung.

---

1) *Jugler*, im Notizbl. d. Archit. u. Ingen. Vereins f. d. Königr. Hannover III, 1, (auch Separatabdruck). Hannover in der Hofbuchdruckerei der Gebrüder Jänecke 1853. Mit 1 Saigerriss der Grube Lautenthalsglück, 1 Situationsplan der Lautenthaler Gegend und 2 Zeichnungen von der Wassersäulenmaschine.

Jugler, die Bergwerksverwaltung des Hannov. Oberharzes. Berlin 1854. Taf. V—VII, X.

2) *Karst.* Arch. 2 R. X, 235.

Die Ausfüllungsmasse der Lautenthaler Gänge deren Mächtigkeit sehr ungleich ist, aber durchschnittlich $1^1/_4$ bis $1^1/_2$ Lachter beträgt, besteht aus silberarmem Bleiglanz, Bleischweif, viel Blende, Kalkspath und Braunspath. Auf dem Lautenthalsglücker Gange findet sich neben 20 Zoll mächtigem Bleiglanz und Blende auch viel Quarz, welcher in den andern Grubenrevieren mehr zurücktritt. Kupferkies und Schwefelkies zeigen sich in untergeordneten Mengen, neuerdings hat man auf der Güte des Herrn ein an Kupferkies sehr reiches Trümmchen angefahren.

Die Erze der Grube Güte des Herrn werden im 3. und 4., die der schwarzen Grube im 1., die von Massen im 1., 3. und 4. Lautenthaler Pochwerke aufbereitet. Die aufbereiteten Schliege halten nach einem 10jährigen Durchschnitt im Centner 61,4 Pfd. Blei und 5,5 Quint Silber.

Hahnenkleer Gangzug.

B. Der Hahnenkleer Gangzug[1]). Als eine Fortsetzung des mit dem St. Jacober Gange vereinigten Lautenthaler Hoffnungs-Ganges ist bei dem Bergdorfe Hahnenklee

1) das liegende Hahnenkleer Trumm zu betrachten, welches bei $1-1^1/_2$ Lachter Mächtigkeit, einem Streichen *h*. 7.6 und einem südlichen Einfallen von 70° sich im Granethal

2) mit dem hangenden Hahnenkleer Trumme schaart. Letzteres streicht *h*. 6.1 und fällt 78° südwestlich ein. Die Verbindung beider Trümmer wird ausserdem noch veranlasst

3) durch das mittlere Hahnenkleer Trumm, welches zwischen beiden ein Diagonaltrumm bildet, *h*. 7.6 streicht und 65—70° einfällt. Während seiner ganzen Länge von 120 Lachter ist dieses Trumm edel und das hangende Trumm besonders da, wo beide einander treffen.

Ausser diesen Bleiglanzgängen, deren Ausfüllung aus Quarz, Kalkspath und quarzigem Thonschiefer besteht, setzen morgenwärts noch einige andere auf, deren Fortsetzung hinter dem Bocksberge sich über die Goslarsche Chaussee erstreckt.

1) *Jugler*, Bergwerksverwaltung. Taf. X.

Während letztere von geringer Bauwürdigkeit gewesen zu sein scheinen, so hat auf den ersteren drei Trümmern schon im 17. Jahrhundert Bergbau stattgefunden. Die im Jahre 1741 wieder aufgenommenen und auf dem liegenden Trumm bauenden Gruben Theodore und Beständigkeit, welche längere Zeit günstig arbeiteten, wurden bei den eingetretenen geringen Blei- und hohen Getreidepreisen, sowie wegen ungenügender Erzanbrüche um 1817 eingestellt.

Neuerdings ist bei Hahnenklee[1]) auf Kupferkies geschürft. Nach Ulrich fanden sich Kupfererze zwischen einer im Liegenden vorhandenen Lettenlage, die unter einem Winkel von 60—70° einfiel, und einer entsprechend liegenden Schicht klüftigen Kieselschiefers in einer porösen, aus Quarz und Gelbeisenstein bestehenden Masse. Man fand hauptsächlich Rothkupfererz, gediegen Kupfer, Kupferindig, wenig Malachit und Kupferkies.

III. Bockswieser-, Schulenberg-, Festenburg-, Gemkenthaler Gangzug. Man hält es für wahrscheinlich, dass diese drei Gangzüge in unmittelbarem Zusammenhange stehen, ohne dass jedoch ein solcher nachgewiesen ist. Bockswieser etc. Gangzug.

A. Der Bockswieser Gangzug [2]), etwa 700 Lachter im Hangenden des Lautenthal-Hahnenkleer Zuges aufsetzend, bildet einen Complex von theils parallel laufenden, theils einander zulaufenden Gängen, welche bald in den ältesten devonischen Gebirgsgliedern, bald im jüngern Kieselschiefer, und bald im Kohlengebirge in den Posidonienschiefern und der Kulmgrauwacke aufsetzen. Die Tiefbaue auf dem Pisthaler Gange liegen östlich vom Johann Friedricher Schacht, grösstentheils im Goniatitenkalk, sind fest und ohne Zimmerung haltbar; abendwärts vom Johann Friedricher Schacht erfordert der Abbau kostspielige Zimmerung und es treten hier die Schiefer und Grauwacken der Kulm- und Kohlenformation auf. Bockswieser Gangzug.

---

1) *Freiberger* Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1859, Nr. 7, p. 55.

2) *Greiffenhagen*, in dem Berichte des Vereins Maja. Halle 1854, p. 20, über das Nebengestein der Bockswieser Gänge, mit Zeichnungen.

Jugler, Bergwerksverwaltung. Taf. X.

Man unterscheidet als Hauptgänge:

1) Den schneidigen Herzog Auguster oder liegenden Gang, Str. *h*. 7.2 — 7.6; Fallen südwestlich 67°. Bis auf den Hoffnungsstollen liegt auf ihm der Herzog Auguster Schacht und er ist von da aus auf dem vereinigten Pisthaler und Auguster Schachte abgesunken. Vom tiefen Georg Stollen ab nach der Hauptfallungsrichtung niedergebracht, ist der Schacht in das Liegende des Pisthaler-Auguster Ganges gekommen. Der Schaarungspunkt beider Gänge rückt in der Tiefe immer weiter nach Morgen zu.

2) Das hangende Bogentrumm des Pisthaler Ganges (Grünlindner Gang?), Str, *h*. 8. 6—9; Fallen südwestlich 82°. Auf dem Rasendammer und tiefen Lautenthaler Hoffnungsstollen liegen die Reservebaue, welche in Abbau genommen werden, wenn die Tiefbaue bei mangelndem Aufschlagewasser ersoffen sind.

3) Den Pisthaler Gang, Str. *h*. 9—9.2; Fallen 70—75° südwestlich. Man hat auf ihm gebaut auf dem Grumbache, dem tiefen Lautenthaler Hoffnungsstollen und bis auf die 8te Johann Friedricher Strecke. Dieser Gang vereinigt sich mit dem schneidigen Herzog Auguster Gang, welcher sich im Liegenden anschaart und nach Morgen eine Gabel bildet, nach Abend aber laufen beide in ihrer Vereinigung als ein Gang fort. Dabei lassen sie sich nach ihrer Ausfüllungsmasse noch neben einander unterscheiden, indem der Auguster Gang ein schneidiges liegendes, der Pisthaler Gang ein festes hangendes Trumm bildet. Auf dem Schaarungspunkte der Gänge ist eine Edelkeit vorhanden, welche sich auch zeigt, wenn die Gänge in den älteren devonischen Gliedern (Spiriferensandstein, Goniatitenkalk, Calceola- und Orthocerasschiefer) aufsetzen, dagegen weniger edel im Clymenienkalk, Kieselschiefer und dem Kulm. Als Versteinerungen finden sich im Posidonomyenschiefer Posidonomya Becheri, Goniatites falcatus und verkieste Goniatiten mit zusammengesetzten Loben, besonders Goniatites crenistria; im Calceolaschiefer Calamoporen, Crinoideenstiele und Cyathophyllen. Sämmtliche Gänge, besonders aber der Pisthaler, so wie das in der Nähe der Gänge befindliche Ne-

bengestein zeichnen sich durch starke Wasserführung aus, wodurch viele Betriebsschwierigkeiten entstehen.

Das Vorkommen von erzführenden Lagerstätten im älteren devonischen Gebirge ist ausser dem Rammelsberger Erzlager im Orthoceratitenschiefer und dem Wittenberger und Ochsenthaler Gange (pag. 50) im Cypridinenschiefer hier zuerst beobachtet.

Von dem Pisthaler Gange setzt auf der vierten Feldortstrecke am Johann Friedricher Schachte ein liegendes Bogentrumm ab und in der Nähe des Herzog Auguster Schachtes ihm wieder zu, welches an mehreren Punkten querschlägig angefahren und besonders auf der 4., 5. und 6. Feldortstrecke edel ausgerichtet ist.

Das liegende Bogentrumm, besonders edel auf und unter der 4. Strecke, ist bei dem Wassermangel im Jahre 1858 auch in der 3. Streckensohle ausgerichtet. Es hat Erze geführt, deren Gewinnung für sich allein aber nicht lohnend sein würde. Dasselbe wird nach der Tiefe zu immer länger und die Schaarungspunkte an den Pisthaler Gang entfernen sich mehr und mehr, je tiefer man kommt.

Ausser diesen Hauptgängen treten in deren Hangendem und Liegendem noch mehrere untergeordnete Gänge auf, auch wird das Nebengestein noch von einer Anzahl von Trümmern und Trümmchen durchschwärmt.

Im Liegenden kennt man den alten Gesellschafter, in dessen Hangendem den Braune Hirscher und den verkehrt fallenden und durch einen langen Pingenzug bezeichneten, auch durch Querschläge überfahrenen Herzog Georg Wilhelmer Gang, von denen erstere mit dem Pisthaler Gange ziemlich parallel streichen, letzterer mehr transversal gegen denselben. Im Hangenden findet sich der grüne Lindner Gang, und weiter im Hangenden im Tannhay noch mehrere theils benannte (Dreibären Gang), theils unbenannte, als unbauwürdig erkannte Gänge, welche am Ausgehenden nur geringe Eisensteinsmittel führen, auf welchen die Gruben Landeswohlfahrt und Siebengestirn thonigen Brauneisenstein abbauten.

Auf der Vereinigung des Pisthaler Ganges mit dem Auguster Gange baut die Grube Herzog August und Grube Herzog August.

Johann Friedrich auf silberhaltigen Bleiglanz. Die Haupterzabbaue liegen in der Tiefe auf den Pisthaler Gängen und dem erwähnten Bogentrumm zwischen 4ter und 7ter Strecke.

Der älteste Bergbau scheint vor etwa 200 Jahren bei dem Bergorte Bockswiese mit der Grube Herzog August ihren Anfang genommen zu haben, welche eine Zeitlang Ausbeute bezahlte, während die Grube Herzog Johann Friedrich wegen schlechter Aussichten 20 Jahre hindurch eine sehr beträchtliche Zubusse bezog. Unter mancherlei Wechseln wurde der wegen der bedeutenden Wasserzugänge schwierige Betrieb der Grube geführt, sie kam sogar nach Erschöpfung der vorhandenen Erzmittel fast 50 Jahre zum Erliegen. Da traf man im Jahre 1816 ein ergiebiges Erzmittel im Hangenden des Johann Friedricher Schachtes auf dem Schaarungskreuze der Hauptgänge, und es hat sich dann der Bau fortwährend ausgedehnt und in der lohnendsten Weise bewährt. Noch auf lange Jahre erscheint der Betrieb der Grube gesichert.

Die Hauptbaue liegen zwischen der 4—7. Strecke auf der Vereinigung des Auguster und Pisthaler Ganges und auf dem Bogentrumm im Liegenden. Die Morgenseite der Grube ist wegen des kalkigen Gesteins sehr wasserführend; die Abendseite dagegen trocken, aber der Abbau daselbst wegen der Milde des Thonschiefers beschwerlich. Der Augustergang ist der wasserführende; in seiner Vereinigung mit dem Pisthaler verliert er seinen porösen Character. Besonders enthält das Hangende viel Wasser. Die Fahrkunst wird als dritte Auguster Hubkunst mit benutzt.

Die Grube hat 4 Schächte, den Johann Friedricher Hauptschacht von 225 Lachter Tiefe, den nur als Kunstschacht benutzten Auguster Schacht von 180 Lachter Tiefe, den nicht zu Tage ausgehenden Anton Ulricher Schacht und den Zellerfelder Hoffnungs-Richtschacht. Letzterer ist 602 Lachter östlich vom Johann Friedricher Schachte im Liegenden des Pisthaler Ganges angesetzt, bis auf den Lautenthaler Hoffnungsstollen 81 L. tief niedergebracht und wird bis auf die Sohle des Georgstollens 58 Lachter weiter abgeteuft. Von ihm werden durch Querschläge bedeutende Versuche auf dem Auguster und

Pisthaler Gange unternommen, und es sollen von hier ab nach Erreichung des Georg Stollens in dessen Sohle der Festenburger, Schulenberger und Hausherzberger Zug gelöst werden.

Der Erbtiefste Schacht, früher ein Hauptkunstschacht und berühmt durch die Wasserquelle und die bedeutenden Wasserzugänge, ist zugestürzt. Der Anton Ulricher Schacht, östlich vom Auguster Schacht, ist jetzt noch vom Grumbach bis zum tiefen Georgstollen fahrbar. In der neuesten Zeit ist eine Wettertrommel eingebaut.

Der Tiefe Georgstollen [1]), welcher die Gruben des Burgstädter und Rosenhöfer Zuges in einer Tiefe von 130—140 Lachter löst, wurde in den Jahren 1777—1799 gebaut und seine Fortsetzung vom Zellerfelder Hauptzuge nach dem Spiegelthal und der Bockswiese von 1618 Lachter Länge ist nach 14 Jahren, 1835, vollendet. Der 100 Lachter tiefe Schacht der Grube Spiegelthalshoffnung dient ihm als Lichtloch. Die ganze Länge des bei Grund mündenden Georgstollens einschliesslich der Querschläge von 376 Lachter beträgt 9713 Lachter oder etwa $2^1/_2$ Meilen.

Neuerdings ist seit 1851 ein tiefster Stollen, der Ernst August Stollen [2]), in Angriff genommen, welcher, mit seinem Mundloch bei Gittelde, zunächst die Grube Hülfe Gottes, dann den 4. Tiefen Georg Stollen Lichtschacht, die Gruben Bergwerkswohlfahrt und Ernst August, sowie den Burgstädter und Zellerfelder Hauptzug lösen und von da nach den Gruben im Bockswieser Reviere getrieben werden soll. Der Stollen wird ohne die Querschläge vom Mundloch bei Gittelde bis zur Grube Regenbogen eine Länge von 5452 Lachtern und mit Einschluss der Verlängerung bis zur Bocks-

---

1) *Gotthardt*, authentische Beschreibung vom Bau des tiefen Georgstollens.

Jugler, Bergwerksverwaltung, p. 98.

2) *Jugler*, die Bergwerksverwaltung des Hannoverschen Oberharzes seit 1837 und der Ernst August Stollen. Berlin 1854, p. 157 und 156, nebst Taf IV.

Lehzen, Hannovers Staatshaushalt. Bd. I, p. 125. Hannover 1853.

wiese und der Querschläge eine Länge von 7433 Lachtern, also von fast 2 Meilen erhalten.

Auf den Bockswieser Gängen brechen derbe Bleiglanze und besonders Bleischweife, deren Hauptgangart Kalkspath ist. Quarz und Zinkblende finden sich wenig, dagegen mehr Kupferkies, jedoch auch nur in untergeordneter Menge. Man gewinnt daraus jährlich etwa 12—14 Centner Kupfer.

Die Schliege zeichnen sich durch ihre grosse Reinheit und in Folge dessen durch ihren hohen Bleigehalt bis 85 % aus, enthalten dagegen nur bis 8 Quint Silber im Centner.

Die Aufbereitung der Erze geschieht in der neben der Grube liegenden Erzwäsche und dem Pochwerk zur Bockswiese, in letzterer Zeit auch ein Theil im Spiegelthaler Pochwerk. Nach dem Durchschnitte der letzten 10 Jahre enthalten die aufbereiteten Schliege im Centner 67,8 Pfd. Blei und 6,8 Quint Silber.

B. Festenburger und Schulenberger Gänge[1]).

Festenburg-Schulenberger Gangzug.

Von den Bockswieser Hauptgängen, über welche mit dem Tiefen Georgstollenorte und durch die neue Gangkarte ein genauerer Aufschluss zu erwarten sein wird, ist der Auguster Gang morgenwärts wenig aufgeschlossen, dagegen mehr der Pisthaler Gang. Derselbe wendet sich morgenwärts vom Zellerfelder Hoffnungs-Richtschacht mehr ins Liegende, setzt am Tage erzführend am grossen oder mittleren Kellerhalser Teich vor dem Kahlenberg durch und bildet daselbst

1) den Festenburger Gang. Er streicht *h*. 8.5, fällt unter 68° nach Mittag und ist 3—8 Lachter mächtig. In dem kleinen Seitenthal des weissen Wassers der Schalk läuft von demselben ein Bogentrumm ins Liegende ab, welches dem Hauptgang wieder zusetzt. Den westlichen Theil desselben nennt man auch wohl den St. Urbaner Gang mit Str. 7.7 und 71° Fallen, den östlichen den alten Glücksrader Gang mit Str. 10.5. Aus dem Liegenden setzt dem Festenburger Gange der neue Gang zu.

---

1) *Jugler*, Harzverwaltung, Taf. XI.

Die östliche Fortsetzung des Festenburger Ganges bildet

2) der Schulenberger oder Julianer Hauptgang oder das liegende Trumm, welcher mit einem Streichen von *h*. 8.1 am südlichen Einhange des Schulenberger Thales bis ins Feld der Grube Juliane Sophie fortsetzt.

Aus dem Hangenden setzen dem Hauptgang der Julianer Schachtgang mit einem Streichen in *h*. 8.4 nach Morgen, und diesem wieder der neue Schulenbergsglücker oder August Wilhelmer Gang mit Str. *h*. 11.2 morgenwärts und der Julianer edle Gang zu.

Die Ausfüllungsmasse sämmtlicher Gänge ist vorwaltend Quarz, welcher im derben Zustande häufig als Festungsquarz erscheint. Das Streichen des Schulenberger Ganges giebt sich an dem Quarzrücken zu erkennen, welcher aus dem verwitterten Nebengestein hervorragt. Die Erzführung auf dem Festenburg-Schulenberger Gange ist sehr ungleich und unregelmässig; 40—50 Lachter lange Erzmittel sind meist nur von kurzer Dauer und halten auch im Fallen nicht lange an. Interessant ist der Schulenberger Gang noch durch das Vorkommen von Zersetzungsproducten des Bleiglanzes und Kupferkieses, als Weissbleierz, Bleivitriol, Malachit, Lasur.

Auf dem Festenburg-Schulenberger Zuge bauen am Fusse des Kahlenberges mehrere Eisensteinsgruben (Kahlenbergsglück, Neukahlenbergsglück, Caroline, Neue Caroline) den eisernen Hut dieser Gänge in Gestalt von thonigem Brauneisenstein ab; auch liegt auf demselben die Grube Juliane Sophie, welche auf dem Julianer Schachtgang seit 1812 noch baut, nachdem die älteren Gruben Weisser Schwan und Kronenburgs Glück auf dem Festenburger Gange, die Grube Glücksrad auf dem Gange gleichen Namens und die Grube gelbe Lilie auf dem Schulenberger Gange allmählich eingestellt worden.

Grube Juliane Sophie.

Die Juliane Sophie liegt mit ihrem 134 Lachter tiefen Schachte auf zwei, in ihrer Vereinigung abendwärts den Schulenberger Hauptgang bildenden Trümmern, dem liegenden, wo lange ein bedeutender Abbau stattgefunden hatte, und dem hangenden, welcher früher in oberer Teufe und neuerdings auch in der Tiefe erzführend getroffen ist.

Obgleich der fortwährende Schadenbau zu wiederholten Malen zur Beschränkung des Betriebes der Grube Veranlassung gegeben hat, und auch zur Zeit ihre Verhältnisse ungünstig stehen, so will man doch nicht unterlassen, nachdem vor Kurzem der Bau auch auf den Herzog August Wilhelmer Gang vorgerückt ist, durch weitere Absenkung des Schachtes um noch 20 Lachter und Herantreibung des Stollens auf dem genannten letzteren diesen abendwärts zu untersuchen. Fällt dieser Versuch ungünstig aus, so wird das fernere Bestehen der Grube gefährdet sein.

Der auf derselben mit viel Quarz, Blende und Kupferkies einbrechende Bleiglanz ist silberarm; die aufbereiteten Schliege enthalten 4,5—7,8 Quint ($1\frac{1}{2}$—$2\frac{1}{2}$ Loth) Silber und 40—50 Pfd. Blei im Centner bei vorwaltendem Gehalte an Quarz und Blende.

Die Erze werden auf der Halde geschieden, die Stuffröste kommen nach Altenauer Hütte, das Grubenklein wird zu weiterer Aufbereitung aufbewahrt. Hebt sich die Grube, so wird vielleicht zu diesem Zwecke ein neues Pochwerk statt des abgebrannten alten gebaut, wo nicht, so schafft man die Erze ins Polsterthal.

Nach 10jährigem Durchschnitte enthalten die aufbereiteten Schliege 59,3 Pfd. Blei und 5,3 Qt. Silber im Centner.

C. Gemkenthaler Gänge[1]).

Gemkenthaler Gänge.

Etwa 700 Lachter im Liegenden des Schulenberger Zuges östlich von der Oker setzen die Gemkenthaler Gänge auf, welche in der ersten Hälfte des vorigen Jahrhunderts, sowie zuletzt in den Jahren 1814—1817 auf der Grube König Georg Veranlassung zu einem Bergbau, namentlich auf Kupferkies mit festem Quarz und Kalkspath gegeben haben. Hohe Kosten und Mangel an Erz führten die Einstellung der Grube im Jahre 1817 herbei und es wird deren etwaige Wiederaufnahme von den Aufschlüssen hauptsächlich abhängen, welche man nach Vollendung des Ernst August Stollens über die Gemkenthaler Gänge erhalten haben wird.

1) *Jugler*, Bergwerksverwaltung, Taf. XII.

Der Hauptgang, der Gottesglücker oder Neuglücker Gang, streicht unterhalb des Gemkenthaler Forsthauses *h*. 8.1 durch und setzt nach Osten unter *h*. 7.4 in den kleinen Ahrendsberg fort. Aus dem Hangenden vom Morgen her setzt dem Gottesglücker Gange der Gang zu, auf welchem die Grube König Georg baute.

IV. Hütschenthaler-, Spiegelthaler-, Hausherzberger Gangzug.[1]

Hütschenthaler etc. Gangzug.

Dieser Gangzug setzt 900—1000 L. im Hangenden des Bockswieser Zuges und 500—900 Lachter im Liegenden des Zellerfelder Hauptzuges und des Burgstädter Zuges auf und streicht *h*.7.7 morgenwärts. Auf diesem Gangzuge hat bedeutender Bergbau stattgefunden, welcher jedoch bis auf einige Versuchsbaue wegen grosser Betriebsschwierigkeiten zum Erliegen gekommen ist. Der Zug beginnt am westlichen Ende

Hütschenthaler Gänge.

A. Mit dem Hütschenthaler Zuge, welcher, am linken Ufer der Innerste seinen Anfang nehmend, dieselbe dreimal durchsetzt und aus folgenden einzelnen Gängen besteht:

1) dem neuen Fundgrubener Gang, dem westlichsten Theil, streicht St. 8.7³/₄ morgenwärts und schaart sich mit dem im Hangenden aus Morgen im Streichen St. 10.5 heransetzenden

2) alten Fundgrubener Gang;

3) der Hütschenthalsglücker Gang setzt im Hangenden des neuen Fundgrubener Ganges auf und beginnt bei einem Streichen von St. 7.5 da, wo der Hütschenthaler Gangzug zum zweiten Male die Innerste durchsetzt. Derselbe wird mit letzterem durch ein St. 11.4 streichendes Quertrumm unter dem Namen

4) Glücksgartner Gang verbunden. Dem Hütschenthalsglücker Gang läuft aus dem Liegenden da, wo er zum dritten Male durch die Innerste geht, von Abend her noch

5) der alte Weintraubener Gang mit einem Streichen von St. 8.4 zu.

Auf diesen Gängen haben in den Jahren 1747—1763 8 Gruben gelegen, welche jedoch nur einen geringen Ertrag

1) *Jugler*, Harzverwaltung, Taf. XI.

lieferten und erst nach Durchbringung des Ernst August Stollens Hoffnung auf günstigere Erfolge gewähren können. Für den Hütschenthaler Zug war schon 1552 ein 240 L. langer Stollen, welcher 50 Lachter Teufe einbrachte, getrieben. Zur Zeit untersucht man einen Theil des Hütschenthaler Ganges in seiner abendlichen Erstreckung durch ein im Hütschenthale angesetztes Suchort, welches neuerdings schöne Anbrüche von Kupferkies gegeben hat. Die einbrechenden Gangarten sind neben Quarz und Kalkspath viel Schwerspath.

Spiegelthaler Gänge.

B. Der Spiegelthaler Gangzug wird am östlichen Ufer der Innerste im Spiegelthale, wo der alte Weintraubener Gang mit dem Hütschenthalsglücker zusammentrifft, aus der Vereinigung der Hütschenthaler Gänge gebildet. Derselbe streicht auf eine Erstreckung von etwa 1000 Lachtern constant *h*. 7.7 und theilt sich dann plötzlich in ein hangendes und liegendes Trumm, wovon ersteres *h*. 8.4 und letzteres *h*. 6 streicht. Ersteres wendet sich in seiner östlichen Fortsetzung immer mehr ins Liegende und bildet den Engler Gang. Durch den Buschsegener Gang, in dessen östliche Fortsetzung die Hausherzberger Gänge fallen, wird die Verbindung des Spiegelthaler Zuges mit dem Hausherzberger Zuge vermittelt; eine directe Verbindung ist jedoch noch nicht nachgewiesen.

Für die Spiegelthaler Gänge wurde schon 1560 der Himmlische Heerzugstollen angesetzt. Seit 1817 wurde hier die Grube Spiegelthalshoffnung betrieben, deren Schacht auf dem saigerfallenden Friedrich Wilhelmer Gange, einem Quertrumme zwischen dem liegenden und hangenden Spiegelthaler Gange, liegt und als Richtschacht abgesunken ist, um bei der Verflügelung des tiefen Georg Stollens (pag. 61) nach der Bockswiese als Lichtschacht zu dienen. Derselbe war auch der Hauptförderschacht des Zellerfelder Hauptzuges für die Regenbogener Erze, welche, auf dem Tiefen Georg Stollen bis an diesen Schacht gefördert und zu Tage getrieben, den nahe gelegenen Pochwerken im Spiegelthale in Hunden zugefahren wurden.

Grube Spiegelthalshoffnung.

Auch wurden noch von diesem Schachte ab in der Sohle des Georg Stollens bedeutende Versuchsbaue zur

Aufschliessung bauwürdiger Gänge unternommen, welche aber bislang ohne Erfolg geblieben sind. Der Schacht wird jetzt nicht mehr benutzt und die Versuche sind daselbst eingestellt. Erst nach Durchtreibung des Ernst August Stollens nach der Bockswiese wird man in grösserer Tiefe Versuchsarbeiten beginnen können.

Die mit dem Bleiglanz einbrechenden Gangarten sind Quarz, Kalkspath, etwas Schwefel- und Kupferkies und ziemlich viel Spatheisenstein.

Im Spiegelthaler Schacht ist die erste Fahrkunst [1]), eine Erfindung des im Jahre 1854 verstorbenen Bergmeisters Dörell zu Zellerfeld, im Jahre 1833 eingebaut worden. Von da aus haben sich die Fahrkünste in alle Bergwerksgegenden Europas verbreitet.

C. Der Hausherzberger Hauptgang [2]) wird aus zwei liegenden Gängen zusammengesetzt, von denen der eine die Fortsetzung des Buschsegener Ganges bildet und *h*. 9.1 streicht bei einem südlichen Fallen von 68°, der andere dem ersteren aus dem Liegenden von Westen her zusetzt und bei 75° südlichem Fallen St. 7.2 streicht. Hausherzberger Gangzug.

Bald nach Vereinigung dieser beiden Gänge verliert sich der Hauptgang im Schiefergebirge, nachdem er noch mehrere aus dem Hangenden von Abend her zusetzende Trümmer aufgenommen hat. Es ist dies der dritte Hauptgangzug, welcher von der Innerste ab auf eine Strecke von 3000—4000 Lachter bekannt ist.

Die Gruben auf den Hausherzberger Gängen gaben schon vor 250 Jahren, zuletzt noch vor 180 Jahren Ausbeute. Bei schönen Erzanbrüchen mussten die vorhandenen 6 Gruben 1726 der Grundwasser wegen eingestellt werden und wird deren Wiederaufnahme erst nach Durchtreibung des Ernst August Stollens möglich sein, wo die Wassergefälle für die Gegend des oberen Burgstädter Zuges zu entbehren sein werden.

---

1) *Karst.* Archiv, 2 R. X, 199. — *Hartmann*, über die zum Fahren der Bergleute in den Schächten angewendeten Maschinen. Quedlinburg 1846. — Bergwerksfreund XV, 577. 1852.

2) *Jugler*, Bergwerksverwaltung, Taf. XII.

Die Erze scheinen auf diesem Gange mit viel Thonschiefer vorgekommen zu sein, weniger mit Quarz und Kalkspath. Aus dem seltenen Vorkommen des Spatheisensteines hat man wohl den Zusammenhang des Buschsegener und Hausherzberger Zuges nicht anerkennen wollen; indessen spricht doch die Streichungsrichtung dafür.

Burgstädter und Zellerfelder Hauptgang.

V. Burgstädter und Zellerfelder Hauptzug.

Dieser Gangzug, der wichtigste von denen auf dem nordwestlichen Oberharze, hat eine Erstreckung von 3800—4000 Lachtern und bildet in seiner zwischen der 5. und 10. Stunde wechselnden Streichungsrichtung von Wildemann bis zum mittleren Burgstädter Zuge eine nach Norden convexe Curve, welche sich von da in eine nach Süden convexe umbiegt.

Der Zellerfelder Hauptzug ist wahrscheinlich an seinem westlichen Ende bei Wildemann durch die Vereinigung zweier Gänge entstanden, von denen der eine, der Dreizehn Lachter Gang, vom Hütschenthale her und der andere, der Charlotter Gang, von Grund durch den Spitzigen Berg streicht. Der Hauptgang erstreckt sich vom westlichen Ufer der Innerste bis an die Grenze von Clausthal und Zellerfeld, wo der Kronkahlenberger Gang von ihm abläuft; die weitere Fortsetzung nach Osten bildet den Burgstädter Hauptgang, welcher bis an den Hirschler Teich bebaut ist.

Zellerfelder Hauptzug.

A. Der Zellerfelder Hauptzug [1]). Man hat in diesem Zuge folgende Hauptgänge unterschieden:

1) den Dreizehnlachter Stollen-Gang, streicht bei 1—1½ Lachter Mächtigkeit *h*. 8.5½ bei 76° Fallen; ist vom gleichnamigen Mundloch ab nach Morgen durch den Gallenberg hindurch 150 Lachter aufgeschlossen, dann wendet er

1) *Ostmann*, Bergmännische Aphorismen mit besonderer Berücksichtigung des Zellerfelder Hauptzuges in Hausmann's norddeutschen Beiträgen. St. 4. p. 1. 1810.

Wimmer, die Gänge im Felde der Grube Ring und Silberschnur zu Zellerfeld, im Bericht des Vereins Maja zu Clausthal de 1854, p. 14.

Jugler, Bergwerksverwaltung, Taf. IX.

sich plötzlich ins Hangende mit einem Streichen St. 8.6 und südlichem Fallen und heisst von da ab

2) Hausditfurter Gang, mit $h.\ 9.1^3/_4$ Streichen. Auf diesem Gange haben die Gruben Deutscher Wildemann, Haus-Ditfurt und mehrere andere gebaut, die wegen grosser Wasserzugänge zum Erliegen kamen. Seit 1844 befindet sich darauf, sowie auch auf dem vorigen Gange der grosse Versuchsbau der Grube Ernst August bei Wildemann, welcher zunächst die Lösung der alten Grube Deutscher Wildemann, sowie umfassende Gangunter-suchungen in einem noch unverritzten Felde grösstentheils bezweckt, zu denen der gute Silbergehalt der früher auf dem Dreizehnlachter Stollen-Gange gewonnenen Erze und einige im Liegenden des Hauptganges getroffene Trümmer auffordern. Grube Ernst August.

Der Ernst Auguster Schacht ist als Richtschacht im Hangenden des Ganges von 19 L. Stollen bis 15 L. unter die Tiefe Georg Stollen Sohle abgesunken und hat man von dieser die alten Baue der gedachten Grube Deutscher Wildemann querschlägig angefahren.[1]) Mit diesem Querschlage hat man neuerdings ein Kupferkiesmittel von 1 L. Mächtigkeit durchbrochen und ist an einen Strossenstoss gelangt, der ganz in Erz steht, welches nach der Probe im Centner 34,4 Quint (11 Loth) Silber und 75 Pfd. Blei enthält. Der Schacht ist bis auf 116 Lachter Tiefe abgesunken und dient als wichtiger Lichtschacht bei Durchtreibung des Ernst August Stollens vom Silbernaaler Zuge her; die Stollenörter sind bereits in Angriff genommen. Bedeutende Wasserzugänge haben den Betrieb erschwert.

Die Hauptgangarten sind Kalkspath und Schwerspath.

Am Sonnenglanze, dem südlichen Einhange der Ernst August Höhe, wird der Hausditfurter Gang von dem aus dem Teufelsberg, dem Spitzigen Berge und dem Hohenberg aus dem Hangenden von Westen, vom Iberge heransetzenden

---

1) *Schell*, Bemerkungen über die Grube Ernst August bei Wildemann in der Berg- und Hüttenm.-Zeit. 1855. Nr. 14.

3) Charlotter Gang abgeschnitten, welcher bei 68° südlichem Einfallen *h*. 6.6 streicht. Vom Schaarungspunkte mit dem Hausditfurter Gange ab ist er auf 310 Lachter von den Gruben Haus Praun, Redensglück, Charlotte und Dorothea Friederike bebaut gewesen. Die Ausfüllungsmasse des Ganges besteht aus Schwerspath, Kalkspath und vorherrschend aus mildem Gangthonschiefer, ohne einen grösseren Erzgehalt. Zur Untersuchung des nach dem Iberg hin fortsetzenden, durch Erschürfung ausgemittelten Charlotter Ganges ist ein Suchort am Spitzigen Berge getrieben, welches bei etwas mehr als 300 Lachter Länge noch fortgetrieben werden muss. Man hat mit diesem Orte den Gang schon mehrere Male überbrochen, denselben jedoch taub gefunden.

4) Der St. Joachimer Gang setzt mit einem Streichen von St. 9 aus dem Hangenden vom Morgen her an den vorigen Gang heran und schaart sich mit ihm, wodurch eine 10 – 15 L. mächtige Gangmasse gebildet wird, deren erdige Ausfüllung aus Kalkspath und Quarz neben Thonschiefer besteht, Schwerspath tritt zurück. Im Hangenden der Gangmasse befindet sich ein festes Trumm, der eigentliche Joachimer Gang, während der Charlotter Gang als liegendes schneidiges Trumm sich mit ihm schleppt. Vom Schaarungspunkte ab setzt der St. Joachimer Gang noch etwa 200 Lachter fort, wobei etwa in der Mitte seiner Längenerstreckung ein Trumm ins Hangende nach Abend mit widersinnigen Fallen abläuft, dem Charlotter Gange zusetzt und so den von beiden Gängen gebildeten stumpfen Winkel schliesst.

Auf diesem Gange liegt der Haus Sachsener Schacht der bei der Betriebsbeschränkung von 1817 eingestellten Grube Neuer St. Joachim, welcher, ohne dass von ihm ab Erzbaue stattfinden, als Förder- und Lichtschacht für den Ernst August Stollen dient. Zu letzterem Zwecke ist er, nur bis zur Georgstollensohle offen, bis in sein Gesenk 143 Lachter tief aufgemacht und dann noch 23 Lachter abgesunken.

5) Der Moses Priester Aaroner Gang, von Abend her aus dem Hangenden mit einem Streichen von St. 7.5 3/4

heransetzend, schneidet den vorigen Gang ab. Derselbe erreichte eine Mächtigkeit von 15—20 Lachtern, ist im Liegenden milde, im Hangenden fest und hat, neben viel Quarz, Kalkspath und Thonschiefer, Bleiglanz, Weissbleierz und Vitriolblei auf seine ganze Erstreckung geführt. Von ihm laufen zwei Trümmer ins Hangende nach Morgen zu ab, nämlich

a) der Stuffenthalsglücker Gang mit St. 8.6½ Streichen, 65—70° Fallen, bei 2—3 Lachter Mächtigkeit. Auf ihm lagen die Gruben Haus Hannover und Braunschweig, der Johanneser Schacht und der Samueler Kunstschacht. Dieser Gang soll ausser Quarz, Kalkspath und Thonschiefer sehr silberreiches Fahlerz geführt haben.

b) Der Windgaipler Gang, weiter morgenwärts, mit *h*. 7.6½ Streichen, setzt dem weiter unten zu erwähnenden Vorderen Hauptzüger Gange zu und bildet demnach ein Bogentrumm, welches den stumpfen Winkel schliesst, den der Aaroner und der vordere Hauptzüger Gang mit einander bilden. Dieser Gang hat viel Quarz, Kalkspath, Thonschiefer und Grauwacke geführt und ist in seiner ganzen Erstreckung edel gewesen.

6) Der Haupt- oder Vordere Hauptzüger Gang, kommt aus dem Liegenden des Aaroner Ganges von Morgen heran, streicht zwischen dem Rheinischweiner und Haus-Celler Schachte *h*. 9.3½ morgenwärts, wendet sich von letzterem Schachte ab unter *h*. 10.7½ gegen Morgen ins Clausthaler Revier und läuft von ersterem der Grube Regenbogen zu unter *h*. 8.7¾. Durchschnittliches Einfallen 68° nach Südwest. Der 5—15 Lachter mächtige Gang ist mit Thonschiefer, Grauwacke und Kalkspath, vorwaltend aber mit Quarz ausgefüllt und führt in besonderen Abtheilungen, die sich in der Tiefe immer mehr und mehr nach Morgen hin verschieben (Erzfälle), oft durch die ganze mächtige Gangmasse schnürig vertheilten Bleiglanz mit wenig Kupfer- und Schwefelkies. Hauptsächlich am Liegenden des Hauptganges kommt das sogenannte Ringelerz vor, eine derbe Quarzmasse, in welcher fast in regelmässiger Vertheilung grössere und kleinere, bald runde, bald eckige Bruchstücke von Thonschiefer und Grauwacke liegen. Dieselben sind mit

einer dünnen Lage von krystallinischem Quarz umgeben, um welche sich wieder Bleiglanz gesetzt hat, der häufig mit Kalkspath sämmtliche Zwischenräume ausfüllt. Oft liegt unter der Quarzhülle noch eine dünne Lage Spatheisenstein und nicht selten sind die umschlossenen Bruchstücke von Schwefelkiesschnürchen durchsetzt.

Auf diesem Gange hat die durch ihr ausgezeichnetes Vorkommen von Weissbleierz und Bleivitriol bekannte Grube Bleifeld auf mehreren Diagonaltrümmern zwischen diesem und dem Aaroner Gange bedeutende Erzmittel abgebaut.

Etwa 30 L. abendwärts vom Rheinischweiner Schacht läuft von dem Hauptgange

a) ein Bogentrumm bei $^3/_8$—$^6/_8$ Lachter Mächtigkeit ins Liegende ab bei einem Fallen von 75—76° nach Südwest, entfernt sich 8—12 Lachter von dem Hauptgange und setzt ihm 40 Lachter morgenwärts vom Schachte wieder zu, bei einem flacheren Einfallen von 60°. Vorzugsweise am liegenden Saalbande, durch einen Lettenbesteg meist angedeutet, führt das Trumm Bleiglanz mit Spatheisenstein, Kupfer- und Schwefelkies. Die Hauptausfüllung besteht aus grauem und schwarzem Thonschiefer, sowie Quarz, Schwer- und Kalkspath. Auch findet sich Ringelerz, worin der Spatheisenstein als Grundmasse Stücke von Thonschiefer einschliesst.

Aus dem Hangenden laufen dem Hauptgange 2 Trümmer zu, nämlich:

b) der Freudensteiner Gang in der Gegend des Schreibfeder-Schachtes, ist etwa auf 65 L. aufgeschlossen bei 2 Lachter Mächtigkeit und einem Fallen von 60°;

c) der Schwanenzugsglücker Gang, etwa 180 Lachter morgenwärts vom Rheinischweiner Schacht, mit einem Str. *h*.7.7 abendwärts und 80° Fallen nach Südwest. Gegen Abend hin nähert er sich wieder von *h*.9 — *h*.9.7 dem Hauptgange, scheint sich aber im weiteren Streichen auszukeilen. Der sogenannte Ringer Gang ist die Fortsetzung des Schwanenzuger Ganges. Bei $1^1/_2$—2 Lachter Mächtigkeit besteht die Ausfüllungsmasse aus grauwackenschieferartigem Thonschiefer und mildem, lettigen Thon-

schiefer mit zerriebenem Kalkspath, und führt Bleiglanz mit vorwaltendem Quarz und Kalkspath.

7) Der Kronkahlenberger Gang setzt dem Hauptgange aus dem Liegenden von Morgen her unter *h*. 7.5 in der Nähe des Haus-Celler Schachtes, aus dem Clausthaler Bezirk kommend, zu, fällt aber bei 2—5 Lachter Mächtigkeit steiler ein, woher es kommt, dass der Schaarungspunkt der beiden Gänge immer mehr nach Westen rückt. Er schleppt sich nach seinem Anschaaren auf längere Entfernung mit dem Hauptgange und zeichnet sich hier durch die aus milder, grünlich gelber, leicht zersetzbarer Grauwacke mit mächtigen Quarzpartieen und Kalkspath bestehenden Ausfüllung aus. Die darin netzförmig auftretenden Bleiglanztrümmchen sind oft von Kiesen begleitet; auch bricht auf der Vereinigung beider Gänge ein mehrere Zoll mächtiger, graphitartig aussehender Bleiglanz. Es bestätigt sich auch hier, dass die Gänge an ihren Schaarungspunkten edler werden, indem sich die Edelkeit besonders da zeigt, wo der Schwanenzugsglücker oder Ringer Gang sich anschaart und weiter östlich aus dem Liegenden her der Kronkahlenberger Gang dem Hauptgange zusetzt. Aber nicht nur die Durchschnitte der genannten Gänge zeigen sich erzführend, sondern auch die heransetzenden Gänge sind in ihrer Selbständigkeit bis auf längere Entfernung vom Schaarungspunkte ab von gutem Aussehen.

Der Kronkahlenberger Gang ist auch vom Mönchsthal her bekannt, wo erfolgloser Bergbau in der Grube Franz August mit einem 132 L. langen Stollen und einem 70 L. tiefen Schachte von 1813 bis 1844 getrieben ist.

Ehemals fand auf dem Zellerfelder Hauptzuge ein sehr ausgedehnter Betrieb statt; vor 60 Jahren waren noch 5 Gruben vorhanden, von welchen zur Zeit nur noch zwei übrig geblieben sind, nämlich

1) die Grube Regenbogen mit zwei Tagesschächten, dem 255 L. tiefen Jungfrauer und 205 L. tiefen Schreibfeder Schacht, durch den im Jahre 1848 entstandenen Grubenbrand [1]) auch in weiteren Kreisen bekannt geworden. Grube Regenbogen.

1) Der Grubenbrand und die bösen Wetter in den Bergwerken des Oberharzes am 21. October 1848. Clausthal 1849.

Beide Schächte liegen auf dem Hauptzuger Gange. Der Hauptabbau befindet sich grösstentheils unter 200 Lachter Tiefe.

Grube Ring und Silberschnur.

2) Die Grube Ring und Silberschnur mit dem 244 L. tiefen Rheinisch-Weiner Schacht. Die Hauptbaue dieser Grube liegen auf dem Haupt- und Kronkahlenberger Gange, namentlich auf dem Schaarungspunkte. Die Baue in oberer Teufe auf dem Schwanenzugsglücker Gange und dem liegenden Bogentrumm sind unbedeutend und gewähren nur invaliden Bergleuten einen Unterhalt auf Weilarbeiten.

In bergmännischer Beziehung ist die Vorrichtung eines Erzmittels zwischen der 4. und 5. Strecke von Interesse. Man hatte 212 Lachter unter Tage das vierte Feldort einmal zur Gangeruntersuchung nach Morgen hin, dann auch zur Communication mit dem Königin Charlotter Schachte, im 4. Burgstädter Reviere fortgetrieben und im Spätsommer 1849 bei 394 Lachter Länge vom Rheinischweiner Schacht aus mit dem Charlotter Gegenorte den Durchschlag gemacht. Beim Betriebe dieses Feldortes hat man ungefähr 150 Lachter östlich vom Rheinischweiner Schacht Erz angefahren und 80 Lachter bauwürdig durchörtert. Zur Vorrichtung des Abbaues musste eine tiefere Feldortstrecke, die fünfte, angesetzt und durch ein Absinken mit der vierten Strecke in Verbindung gebracht werden.

Um nun einen langen kostbaren Feldortsbetrieb zu sparen, wich man von der bisherigen Methode, die einzelnen Strecken 15—20 Lachter unter einander anzusetzen und fortzutreiben, ab und nahm die doppelte Höhe, also 40 Lachter unter der vierten Streckensohle an, wo die fünfte Strecke angesetzt wurde. Mit derselben hat man 175 Lachter östlich vom Rheinischweiner Schacht die Erze wieder eben so schön und gut wie auf der vierten Strecke getroffen und durchörtert, dann von der 4. bis auf die 5. Strecke ein 40 Lachter tiefes Absinken niedergebracht und dadurch den Abbau vorgerichtet. Von diesem Abbau der fünften Förste wird zur Zeit die Erzförderung beschafft, meist Ringelerz, Stufferz fehlt. Durch den Betrieb der tiefsten Wasserstrecke, welche von der Grube Ring und Silberschnur nach dem

Herzog Georg Wilhelm und von da ab weiter nach dem Königin Marien Schacht getrieben werden soll, wird das 80 Lachter lange Erzmittel in grösserer Tiefe untersucht.

Der geförderte Bleiglanz findet sich im Hauptgange von Quarz begleitet in grösseren und derben Partien, legt sich in keilförmig derben Massen da an, wo der Schwanenzugsglücker und Kronkahlenberger Gang mit dem Hauptgange zusammentreten und durchschwärmt mit netzförmig verbundenen Schnüren die milde Grauwacke des Kronkahlenberger Ganges. Seltener grobglanzig (auf dem liegenden Bogentrumm in oberer Teufe in grösseren und kleineren Nieren) ist er vorzugsweise feinspeissig und nur da von kleinblättrigem, krystallinischem Gefüge, wo er mit reinem Kalkspath bricht. Die aufbereiteten Schliege halten im 100pfündigen Centner durchschnittlich 12,5 Quint (4 Loth) Silber und 60 Pfd. Blei.

Als begleitende Gangarten treten auf: Kupfer- und Schwefelkies in untergeordneten Mengen, eingesprengt in Bleiglanz, kurzschnürig und bandförmig, namentlich im Gebiete des Kronkahlenberger Ganges und des liegenden Bogentrummes. Man gewinnt aus den Erzen jährlich etwa nur 10—12 Centner Kupfer, während an 2400 Centner Blei und 1400 Mark Silber daraus dargestellt werden.

Spatheisenstein findet sich in dem Thonschiefer des Ganges in kleinen netzförmig sich durchkreuzenden Schnürchen, bildet im liegenden Bogentrumm die Grundmasse für das Ringelerz, umgiebt ebendaselbst krystallisirt die Bleiglanzknollen in oberen Teufen und bildet oft nach beiden Seiten hin die Begrenzungsebene der den Hauptgang durchschwärmenden Bleiglanztrümmchen.

Zinkblende ist den Gängen fremd.

Von erdigen Fossilien sind dem Bleiglanz besonders Quarz, namentlich auf Regenbogen, und Kalkspath beigesellt, seltener Schwerspath, welcher auf einem Punkte auf dem liegenden Bogentrumm über dem Frankenscharrner Stollen mit grossblättrigem Gefüge in sehr milder Beschaffenheit in grösseren Partien zwischen eisenschüssiger rothgefärbter Grauwacke einbricht. Die Hauptausfüllungsmasse der liegenden und hangenden Trümmer bildet Thon-

schiefer, und von Kalkspathadern nach allen Richtungen hin durchsetzte Grauwacke führt der Hauptgang in oberer Teufe.

Die Erze der Gruben Regenbogen und Ring und Silberschnur werden gewöhnlich im 1., 3. und 4. Zellerfelder Thalspochwerk aufbereitet. Die Aufbereitung der Erze ist bei der meist innigen Vermengung des Bleiglanzes mit Quarz nicht ohne Schwierigkeiten, indem leicht reichere Abgänge erfolgen.

Nach 10jährigem Durchschnitt enthalten die erzielten Schliege von Regenbogen im Centner 58,5 Pfd. Blei und 10,9 Quint Silber; von Ring und Silberschnur 59,3 Pfd. Blei und 11 Quint Silber.

B. Der Burgstädter Hauptzug[1]).

Burgstädter Hauptgang.

Nachdem von dem vorderen Hauptzüger Gange der Kronkahlenberger Gang ins Liegende abgelaufen ist, führt der Gang den Namen

1) des Burgstädter Hauptgangs, dessen Verbindung mit dem Kronkahlenberger in der Nähe der Communion-Grenze noch durch drei (Charlotter) Diagonaltrümmer vermittelt wird, welche in dem von beiden Gängen gebildeten spitzen Winkel aufsetzen. Der Hauptgang setzt bei durchschn. 4—5 Lcht. Mächtigkeit von dem bezeichneten Punkte mit einem Streichen von *h*. 10.2½ bis 11.4 und 70° Fallen etwa 400 Lachter bis in die Gegend des Georg Illings Teiches, wo ihn ein milder Thonschiefergang, der in *h*. 6.6 streicht und unter 84° nördlich fällt, etwa 30 Lcht. ins Liegende wirft. Die sumphige Gegend zwischen der Bergstrasse in Clausthal und dem Aufschlagegraben der Zellbacher Sägemühle verdankt dem Ausgehenden dieses faulen Ganges ihren Ursprung. Hinter demselben läuft der Hauptgang, auf dem die Grube Englische Treue gebaut hat und die Grube Herzog Georg Wilhelm noch baut, bis an den Eleonorer Schacht, wo er von dem aus dem Hangenden von Abend heransetzenden Kranicher Gange abgeschnitten wird und sich mit diesem schaart.

---

1) *Jugler*, Bergwerksverwaltung. Taf. IX.

Colorirte Grubenrisse vom 1., 2. und 3. Burgstädter Revier werden in 4 Blättern zu 1 Thlr. 15 Sgr. in der Königl. Bergschule zu Clausthal abgegeben.

Der Burgstädter Hauptgang und die 3 Charlotter Bogentrümmer führen Kupferkies, Schwefelkies, Kalkspath, Grauwacke und vorwaltend Quarz; der Bleiglanz tritt beinahe ganz zurück. Auf dem am meisten östlich gelegenen Bogentrumm hat sich Selenquecksilber[1]) gefunden. Auf der vormaligen Eisensteinsgrube Neufang am Galgensberge hat der Hauptgang Grünbleierz geführt. Von dem Hauptgange laufen mehrere Trümmer ab oder setzen demselben zu, namentlich

a) der Josuaer und Ursulaner Gang, welcher in der Gegend, wo der Hauptgang durch die Ruschel verworfen ist, als Trumm ins Hangende nach Abend zu bis zum Johann Friedricher Schacht geht. Dieser Gang hat, dem Hauptgang analog, Kupferkies, vorzüglich mit quarziger Gangart, geliefert.

b) Die Weinschenker schwebenden Trümmer setzen am Herzog Georg Wilhelmer Schachte in oberer Teufe dem Hauptgang bei 30—45° Fallen zu.

c) Der Haus Israeler Gang läuft am Herzog Wilhelmer Schacht abendwärts vom Eleonorer Schacht nach Morgen zu ins Liegende vom Hauptgange bogenförmig ab, bei einem Streichen von *h*. 8.4 und einem Fallen von 65—70°, bis in die Nähe des Elisabether Schachtes, wo er sich in oberer Teufe mit dem Kranicher Gange ganz vereinigt und als Burgstädter Hauptgang nach Osten fortsetzt. In der Tiefe vereinigt sich der bezeichnete Bogengang mit dem Stück des Hauptganges vom Wilhelmer Schachte bis zum Kranicher Gang, indem letzterer immer mehr und mehr östlich streicht und saigerer als ersterer fällt. Dieser Gang unterscheidet sich in seiner Ausfüllungsmasse nicht vom Hauptgange, indem er neben Bleiglanz viel Kalkspath und weniger Quarz mit viel mildem Gangthonschiefer führt.

2) Der Kranicher Gang setzt aus dem Hangenden des Burgstädter Hauptganges von der Bremerhöhe mit einem Streichen *h*. 9 und 80° Fallen heran und schaart sich in der Gegend des Eleonorer Schachtes mit dem Hauptgange. Der Kranicher Gang, durch den öfteren Wechsel

---

[1]) *Kerl* in Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1852, Nr. 47.

in der Fallungsrichtung ausgezeichnet, fällt zwischen dem Eleonorer und Alten Margarether Schachte, welche beide auf ihm abgesunken sind, verkehrt, und zwar zeigt sich an ersterem diese widersinnige Fallungsrichtung erst 78 Lachter unter Tage, am Margarether Schachte aber vom Tage herein. Letzterer ist vom Tage bis auf die 115 Lachterstrecke verkehrt, doch aber beinahe senkrecht auf dem Kranicher Gange niedergebracht, so dass dieser Schacht als Endpunkt des verkehrten Fallens angenommen werden kann. Der Eleonorer Schacht fällt vom Tage herein bis auf den Frankenscharner Stollen 70° nach Süden, von da bis zum 13 Lachterstollen saiger und von da ab 15 Lachter verkehrt nach Norden, dann wendet er sich wieder in die rechtsinnige Fallungsrichtung ein. In der Tiefe erreicht die variirende Mächtigkeit des Hauptganges oft das liegende Saalband des Kranicher Ganges, so dass beide, schwierig zu unterscheiden, nur eine Gangmächtigkeit bilden, jedoch bald wieder aus einander laufen. Zwischen beiden setzen auf der 11., 12., 13. und 14. Wilhelmer Querschlagsstrecke 3 Diagonaltrümmer auf, welche mit westlichem Einfallen dem Kranicher Gang ab und dem Hauptgange zufallen. Bei dem an weitesten morgenwärts liegenden Trumme erschien es zweifelhaft, ob dasselbe der Grube Kranich oder Herzog Georg Wilhelm zuzusprechen sei. Durch die 15. Querschlagstrecke wird in nächster Zeit das Verhalten der Diagonaltrümmer aufgeklärt werden.

Der Kranicher Gang streicht morgenwärts mit einem Generalfallen von 75—80° vom Eleonorer bis zum Elisabether Schachte, wo er sich, mit dem aus dem Liegenden bogenförmig herankommenden, bereits erwähnten Haus Israeler Gang vereinigt und als Burgstädter Hauptgang nach Osten fortsetzt. Dem Kranicher Gang im Hangenden nahe liegt der Sareptaer Gang, auf welchem die Gruben Sarepta und Landeskrone in geringer Tiefe gebaut haben.

Der Kranicher Gang führt bedeutende Erzmittel in Begleitung von Quarz und Kalkspath.

3) Der Burgstädter Hauptgang beschreibt vom Elisabether Schachte ab eine nach Süden convexe Curve, indem er mit einem Fallen von 70° in der Str. 11.3 nach

dem Grünhirschler und Bergmannstroster Schachte streicht. Hier wendet er sich in Str. 10 mit 76° Fallen, setzt damit bis an die Markscheide zwischen Dorothea und Bergmannstrost fort und theilt sich in oberer Teufe in zwei Trümmer, die etwa 40 Lachter morgenwärts vom Caroliner Schachte wieder zusammenkommen; morgenwärts von der Grube Caroline wendet sich der Burgstädter Gang mehr und mehr ins Liegende und nimmt immer mehr das Streichen der Schichten an. Man kennt seine Fortsetzung bis in die Nähe des Grünsteinzuges am Polsterberge, wo er sich vor dem Grünsteine in den stumpfen Winkel wendet, in welchem er ihm zusetzen müsste, so dass er damit nicht in entschiedene Berührung kommt. Man hat vergeblich versucht, denselben jenseits der Caroline durch die Gruben Neue Benedicte, Prinz Friedrich, Fortuna am Jägersblecker Teiche und die Caroliner Versuchsörter nach Morgen in der Sohle des tiefen Georg Stollens edel auszurichten.

Die Mächtigkeit des Hauptganges variirt sehr; sie hat auf der Grube Dorothea mitunter bis zu 30 Lachter betragen, durchschnittlich beträgt sie auf den Tiefbauen der Gruben Dorothea und Bergmannstrost 5—8 Lachter.

Der Hauptgang nimmt hinsichtlich seiner Ausfüllungsmasse morgenwärts von der denselben verwerfenden Ruschel bis an den Wilhelmer Schacht einen andern Charakter an, indem an die Stelle des fast ganz verschwindenden Quarzes Kalkspath tritt, in welchem sich zuweilen Bleiglanz in parallelen, sich öfters verwerfenden Schnüren (Banderz) vertheilt findet, wie auf den von der Grube Herzog Georg Wilhelm betriebenen Bauen der Englischen Treue. Morgenwärts vom Wilhelmer Schachte tritt wieder der Quarz mehr hervor, derbe Massen davon wechseln mit Kalkspath, auch zeigt sich hier Kupfer- und Schwefelkies, welche auf den Treuer Bauen, abendwärts vom Wilhelmer Schacht, sich auch häufig finden.

Auf den Tiefbauen des hintern Burgstädter Revieres (Bergmannstrost) tritt als unangenehmer Begleiter des Bleiglanzes Zinkblende auf. Oestlich von der Grube Caroline besteht der Burgstädter Gang ganz aus faulem Thonschiefer.

Von dem Burgstädter Gange laufen mehrere Trümmer ins Hangende ab und zwar

a) zwischen dem Eleonorer und Margarether Schachte der Osteröder Zecher und Landeswohlfahrter Gang am Schaarungspunkte des Kranicher Ganges mit dem Hauptgange, der Landesherrner Gang, der Georg Ludewiger Gang, das Philipper Trumm und das Weisse Rosser Trumm. Sämmtliche Trümmer sind nicht erheblich und unbebaut; sie führen viel Kalkspath, dagegen weniger Quarz.

b) Der Gabrieler Gang, welcher vom Margarether Schachte mit einem Streichen *h*. 10.4 ins Hangende geht und sich morgenwärts vom Elisabether Schachte mit dem Hauptgange im Streichen wieder vereinigt, auch im Fallen sich wieder damit verbindet. An dem Punkte, wo sich beide Gänge im Fallen vereinigt haben, enthält der Hauptgang auf etwa 50 Lachter Tiefe ein quarziges Erzmittel von derselben Beschaffenheit, wie solche Mittel auf dem Gabrieler Gange in oberer Teufe vorgekommen sind. Beide Gänge lassen sich jedoch nicht mehr von einander unterscheiden.

Mehrere vom Hauptgange in Bergmannstroster und Dorotheer Felde ins Hangende ablaufende Trümmer sind noch nicht näher untersucht.

Als selbstständiger Gang setzt im Hangenden des Burgstädter Hauptganges

4) Der Rosenbüscher Gang, die östliche Fortsetzung des Thurm Rosenhöfer Ganges, auf. Bei einem Hauptstreichen von St. 8.2 und einem Fallen von 65—70° erreicht er zuweilen eine Mächtigkeit von 5 Lachtern. In der oberen Teufe schaart er sich mit dem Hauptgange, setzt aber in der Tiefe im Hangenden desselben selbstständig fort.

Hinsichtlich der Erzführung der Gänge auf dem Burgstädter Hauptzuge hat sich herausgestellt, dass dieselben im Felde der Grube Charlotte auf eine Erstreckung von 50—100 Lachtern bis zu dem Punkte reich an Kupfererzen sind, wo der Kronkahlenberger Gang von ihnen abläuft; dann wird der Gang bis zu den Bauen der Grube

Englische Treue weniger erzhaltig, hat aber in obern Teufen, wenn auch nicht bedeutend, Erze geführt, und haben hier die Gruben Lorenz, Haus Braunschweig, Dorothea Landeskrone, Charlotte und Gegentrumm darauf gebaut. Der Gang veredelt sich wieder 200 Lachter abendwärts vom Wilhelmer Schachte und zwar um so mehr, je mehr er sich dem mit bedeutenden Erzmitteln an ihn heransetzenden Kranicher Gange nähert. Dieser bleibt nur auf etwa 70 bis 80 Lachter abendwärts edel, indem die Erzführung im Felde der Grube König Wilhelm bedeutend abnimmt. Auf den Tiefbauen dauert nach der Vereinigung des Haupt- und Kranicher Ganges die Edelkeit nicht weit über den Eleonorer Schacht hinaus. Auf den oberen Bauen hat vom Eleonorer Schachte bis zum Schaarungspunkte des Kranicher und Haus Israeler Ganges eine vorzügliche Edelkeit nicht allein auf beiden Gängen, sondern auch auf vielen Zwischentrümmern stattgehabt.

In den Feldern der Gruben Elisabeth, Bergmannstrost, Dorothea und Caroline finden sich in dem Gange zwei Haupterzeinlagerungen, nämlich

1) die späthigen Erzmittel auf dem Elisabether Tiefbau, drei morgenwärts vom Elisabether Schachte gelegene, zuckerhutförmige Stufferzmittel, durch taube Kalkspathmassen getrennt und auf den Kalkspathmassen des Erzfalls absetzend.

2) Der Dorotheer-Caroliner Erzfall, welcher morgenwärts von der Grube Caroline zu Tage ausgeht und dann gegen Abend fällt, so dass die östliche Grenze des Erzfalles auf der 31. Strecke schon im Bergmannstroster Felde liegt.

Die vom Hauptgange ins Hangende ablaufenden Trümmer sind ebenfalls sehr edel.

Auf dem Burgstädter Hauptzuge liegen folgende Gruben:

1) Königin Charlotte, königliche Grube, welche auf dem Hauptgange, dem Kronkahlenberger Gange und den drei diese Gänge verbindenden Diagonaltrümmern baut. Das oberhalb des Georgstollens auf dem Hauptgange verliehene Feld war längst abgebaut, als man die anderen Gänge verfolgte, ohne jedoch mehr als einen wenig be- Grube Königin Charlotte.

deutenden Reservebau für längere Zeit einzurichten. Der Betrieb hat sich neuerdings, seit man bei der Durchtreibung der Tiefen Wasserstrecke[1]) nach dem Hauptzuge jene Gänge bauwürdig gefunden, sehr erweitert und verspricht für die Zukunft gute Resultate.

Die Grube hat keinen Tagesschacht, ihr inwendiger Richtschacht liegt theilweise auf dem ersten Bogentrumm, welches am weitesten nach Morgen die Verbindung der beiden Gänge vermittelt, und ist 124 L. unter Tage vom Georgstollen ab seit 1835 auf 72½ L. niedergebracht. Die Förderung der Erze, meist Kupferkies, geschieht auf der Tiefen Wasserstrecke und in dem Herzog Georg Wilhelmer Schacht, die der Berge durch Hunde nach dem Rheinischweiner Schacht.

Die Aufbereitung der Charlotter Erze erfolgt im Herzog Georg Wilhelmer Scheidhaus im Clausthaler Thale und im 9. Clausthaler Thalspochwerk.

Gruben Herzog Georg und König Wilhelm, Engl. Treue.

2) Die vereinigten königlichen Gruben Herzog Georg Wilhelm und König Wilhelm, welchen das Feld der ins Freie gefallenen Grube Englische Treue zugetheilt ist.

a) Herzog Georg Wilhelm und Englische Treue bauen auf dem Burgstädter Hauptgang, auf den Diagonaltrümmern zwischen dem Kranicher und dem Hauptgange und dem Haus Israeler Gange. Der auf dem Hauptgange angesetzte Tagesschacht ist tiefer mit bestimmtem Fallen

---

1) Nach Vollendung des Tiefen Georgstollens (p. 61) zeigte sich das Bedürfniss eines tieferen Stollens besonders für die Gruben des mittleren Burgstädter Revieres, weshalb man 60 Lachter unter ersterem in den Jahren 1803—1808 die Tiefe Wasserstrecke baute und dieselbe, von der Noth gedrängt, zur Verbindung aller Gruben des Burgstädter und Rosenhöfer Zuges in den Jahren 1808—1828 verlängerte. Einschliesslich der Querschläge von 199½ Lachter ist dieselbe 3448 Lachter lang, wovon 2239½ L. zwischen dem Burgstädter und Rosenhöfer Zuge schiffbar. An ihrem Endpunkt im Silbersegner Richtschacht werden die Wasser durch zwei Wassersäulenmaschinen 53½ Lachter hoch auf den Georgstollen gehoben. Die neue Anlage des Ernst August Stollens (p. 61) wird behuf der Wassergewältigung gründliche Hülfe schaffen. (*Lehzen*, Hannovers Staatshaushalt I. 123.)

bis auf 300 Lachter abgesenkt und der tiefste Schacht der Gruben diesseits des Bruchberges. Der Bau liegt bis auf einen geringen Theil in etwa 300 Lachter Tiefe und gewährt für die Zukunft erwünschte Aussichten.

b) König Wilhelm baut auf dem Kranicher Gang abendwärts von der Grube Kranich, welcher aber hier an Mächtigkeit und an Dauer der Erzführung sehr abgenommen hat. Die fast stets in Zubusse gewesene Grube hatte nie grosse Bedeutung und wird nur noch wenige Jahre ihren Bau fortsetzen können. Sie benutzt den Herzog Georg Wilhelmer Schacht. Die Erze werden theils nach dem Silbersegner Schachte verschifft, theils in dem genannten Schachte zu Tage getrieben.

Die Anfbereitung derselben geschieht im 7, 8, 10—13 Thalspochwerk und in dem dem 6. Thalspochwerk gegenüber gelegenen Anna Eleonorer Scheidhaus. Die erfolgten Schliege enthalten nach einem 10jährigen Durchschnitt im Centner 60,3 Pfd. Blei und 11,9 Quint Silber.

3) Kranich, gewerkschaftliche Grube, baut seit 1684 auf dem Kranicher Gange und den drei Diagonaltrümmern, markscheidet nordwestlich mit der Grube König Wilhelm, südöstlich mit der Grube Anna Eleonore, und im Liegenden ihres Feldes befindet sich das der Grube Herzog Georg Wilhelm. Der Gang ist bis auf die 11. Querschlagstrecke ziemlich abgebaut und die Hauptbaue liegen unter der zweiten Wasserstrecke. Die Förderung der Erze geschieht durch den Herzog Georg Wilhelmer Schacht bis auf die Tiefe Wasserstrecke und werden dieselben von da verschifft. Die Berge werden durch den Wilhelmer Schacht zu Tage getrieben. Die Grube hat, nachdem sie am Ende des vorigen und zu Anfang dieses Jahrhunderts längere Zeit in Zubusse gestanden, sonst Ausbeute gegeben und giebt dieselbe auch noch. Grube Kranich.

Die Kranicher Erze werden gewöhnlich im 1, 2, 4, 11 bis 12 Thalspochwerk aufbereitet und geben nach 10jährigem Durchschnitt Schliege mit 63,1 Pfd. Blei und 12,4 Quint Silber im Centner.

4) Anna Eleonore, königliche Grube, baut seit 223 Jahren auf dem Kranicher Gange, dem Hauptgange und Grube Anna Eleonore.

dem Haus Israeler Gange (Anna Eleon. Trumm), markscheidet auf dem Hauptgange mit der Grube Neue Margarethe, nordwestlich auf dem Anna Eleonorer Trumm mit der Grube Herzog Georg Wilhelm und auf dem Kranicher Gange mit der Grube Kranich. Der nahe 276 Lachter tiefe Schacht ist auf dem Gange da abgesenkt, wo der Hauptgang sich mit dem Kranicher Gange schleppt. Die Hauptbaue der Grube liegen in einer Tiefe von mehr als 250 Lachter und versprechen noch eine langjährige Dauer. Die Erze werden theils nach dem Silbersegner Schachte verschifft, theils zu Tage getrieben.

Die Aufbereitung der Erze dieser Grube erfolgt im 10—13 Thalspochwerk, und die dabei resultirenden Schliege enthalten im Centner nach 10jährigem Durchschnitt 59,4 Pfd. Blei und 13,2 Quint Silber.

Grube Neue St. Margarethe.

5) Neue St. Margarethe, gewerkschaftliche Grube, baut auf dem Hauptgange und mehreren Nebengängen und markscheidet nordwestlich mit der Grube Anna Eleonore. Dieselbe umfasst die Grubenfelder von folgenden Gruben: Weisses Ross, Herzog Christian Ludwig, Grüner Hirsch, Heinrich Gabriel, Alte Margarethe, St. Elisabeth und Landeswohlfahrt. Die Grube hat zwei auf dem Gange abgesunkene Tagesschächte, auf der Alten Margarethe und der Elisabeth. Auf ersterer ist der Hauptgang in oberer Höhe abgebaut, der Schacht bis auf den Georgstollen 132 Lachter tief fahrbar, dann verstürzt. Der auf dem Gange und in grösserer Tiefe im Nebengestein abgesunkene Elisabether Schacht ist 305 L. tief und dient als Hauptkunstschacht des Burgstädter Zuges.

Die vom Elisabether Schachte betriebenen Hauptbaue liegen sämmtlich unter der Tiefen Wasserstrecke in frischem Felde, die vom Alten Margarether Schachte betriebenen beschränken sich meist auf die Gewinnung von Erzrinden, die im alten Mann durch Querschlagsbetrieb aufgeschlossen sind. Seit 300 Jahren im Betriebe gab die Grube fortwährend Ausbeute bis in die neuere Zeit, wo sie in Zubusse gesetzt ist.

Die Alte und Neue Margarethe liefern ihre Erze zur Aufbereitung an die Dorotheer Erzwäsche und es erfolgen

dabei Schliege mit 59,5 Pfd. Blei und 8,8 Quint Silber im Centner nach 10jährigem Durchschnitt.

Grube Bergmannstrost.

6) Bergmannstrost, gewerkschaftliche Grube, baut auf dem Hauptgange und markscheidet nordwestlich mit der Grube Neue St. Margarethe. Nachdem ihr Schacht wegen einer früher eingetretenen Verminderung der Erze am Tage verstürzt worden, schafft sie ihre Erze grossen Theils an den Elisabether Schacht und auch wohl einen kleinen Theil an den Dorotheer Schacht, um von hier auf der Tiefen Wasserstrecke nach dem Silbersegner Schacht verschifft zu werden. Bis auf geringe Mittel in oberer Höhe stehen ihre Baue bei günstigen Aussichten meist unterhalb der zweiten Tiefen Wasserstrecke. Auf der 30. Strecke erreicht der Hauptgang die Mächtigkeit von 8—10 Lachtern. Länger als ein Jahrhundert in Zubusse, kam die Grube seit 1825 in Ausbeute, zur Zeit steht dieselbe in Freibau.

Die Bergmannstroster Erze werden gewöhnlich in 1, 2, 4, 7, 8 und 9 Thalspochwerk und in der Dorotheer Erzwäsche aufbereitet. Die dabei erfolgenden Schliege enthalten nach 10jährigem Durchschnitt im Centner 58,4 Pfd. Blei und 7,3 Quint Silber.

Grube Dorothea.

7) Dorothea[1]), gewerkschaftliche Grube, baut auf dem Hauptgange und einem Nebengange morgenwärts vom Bergmannstrost. Sie hat einen an 300 Lachter tiefen Schacht, welcher bis auf die tiefe Wasserstrecke auf dem Hauptgang, von da ab aber im Nebengestein abgesunken ist. Die Haupterzbaue liegen unter dem tiefen Georgstollen, über demselben werden nur noch mehrere geringere Erztrümmer, welche sich hier und da im alten Mann finden, abgebaut. Ausserdem findet von der 26. Strecke hinein auf zwei hangenden Trümmern ein lohnender Abbau statt. Die Erze vom oberen Bau sind silberreicher, als vom Tiefbau. Die Baue unter der Tiefen Wasserstrecke und auf dem hangenden Trumm werden noch auf längere Zeit eine beträchtliche Menge Erz liefern können, wiewohl die Haupterzmittel erschöpft sind.

1) *Kerl*, Oberharz. Clausthal 1852, p. 95.

Die Dorothea, früher eine der reichsten Gruben des Oberharzes, wurde 1601 gemuthet, wegen Wassernoth jedoch in einigen Jahren wieder auflässig, dann erst 1694, und nachdem sie 1699 abermals verlassen war, 1702 wieder geöffnet. Bis 1708 stand sie in Zubusse, seit 1709 aber bis heutigen Tages in beständiger Ausbeute, wiewohl sich dieselbe allmählich vermindert hat.

Grube Gabe Gottes und Rosenbusch.

Nach Westen markscheidet die Dorothea mit der Grube Bergmannstrost und neben ihr baut auf dem Rosenbüscher Gange die Grube Gabe Gottes und Rosenbusch. Das Haupterzmittel dieses Ganges ist abgebaut, auch sind Versuche, denselben in der Tiefe und weiter nach Abend edel auszurichten, ohne Erfolg geblieben, und beschränkt sich der Betrieb der Grube zur Zeit nur auf Versuchsbau.

Die Aufbereitung der Dorotheer Erze geschieht im 1, 2, 4, 10 Clausth. Thalspochwerk und liefert Schliege mit 60,2 Pfd. Blei und 8,9 Quint Silber im Centner nach 10-jährigem Durchschnitt.

Zwischen der Grube Dorothea und der Dorotheer Erzwäsche wurde im Jahre 1810 die erste Eisenbahn erbaut (Hausmann Studien des Götting. Vereins Bergm. Freunde IV. 365). Im Jahre 1853 waren im Clausthaler Bezirke vorhanden an doppelten Schienenbahnen unter Tage 4673½ L., über Tage 3519½ Lachter, zusammen 8193 Lachter = 53848,499 Hann. Fuss; im Zellerfelder Bezirke am Tage 2486, auf den Strecken 12676, in Schächten 1196, in Summa 16358 Lachter = 107513 Hann. Fuss = 4,2328 Hann. Meilen = 8½ Stunden.

Grube Caroline.

8) Caroline, gewerkschaftliche Grube, markscheidet mit der Grube Dorothea und hat einen an 254 Lachter tiefen Schacht, welcher aber nur noch auf 236 Lachter fahrbar ist. Das Haupterzmittel ist abgebaut und der Betrieb beschränkt sich nur auf die Erze, welche bei dem frühern Bau noch stehen geblieben sind, so dass für die Zukunft auf diese Grube nicht mehr zu rechnen sein wird. Dieselbe wurde 1711 gemuthet und kam bald in Ausbeute; seit 1814 hat ihr Ertrag sehr abgenommen und seit 1850 ist dieselbe in Zubusse gesetzt.

Die Erze werden in den Polsterthaler Pochwerken aufbereitet und liefern Schliege mit 58,5 Pfd. Blei und 11 Quint Silber im Centner nach 10jährigem Durchschnitt.

Die Grube Caroline ist seit der 1835 erfolgten Einstellung der Grube Neue Benedicte die östlichste Grube auf dem Burgstädter Zuge. Wie bereits (pag. 79) angeführt, sind alle Versuche, den Burgstädter Gang in seiner östlichen Erstreckung edel auszurichten, erfolglos geblieben.

Auf der Grube Caroline wurden 1834 zuerst die von dem Oberbergrath Albert[1]) erfundenen Treibseile von geflochtenen Eisendrähten versucht. Die Anwendung solcher Seile statt der hölzernen Kunstgestänge hat sich nicht bewährt[2]). Auch sind statt der hölzernen Fahrtenschenkel solche aus Drahtseil empfohlen, aber nicht zur Anwendung gekommen.

Königin Marien Schacht.

Die bedeutende Holzconsumtion, welche theils durch die Abbaue der mächtigen, gebrächen Gänge auf den Gruben Caroline und Dorothea, theils durch die auf diesen Gruben abgesunkenen tonlägen Schächte, welche eine kostspielige Zimmerung erfordern, hervorgerufen ist, hatte schon vor längerer Zeit die Idee auftauchen lassen, statt dieser beiden Schächte einen Richtschacht im Festen niederzubringen, von welchem ab alsdann die Baue betrieben und durch welchen die gewonnenen Erze und Berge gefördert werden könnten. Der bedenkliche Zustand der genannten beiden Gruben ist aber Veranlassung gewesen, diesen Plan wieder aufzugeben. Es hat nämlich in früherer Zeit in diesen Gruben ein sehr unregelmässiger Betrieb und Abbau des sonst so ergiebigen Hauptganges stattgefunden, so dass derselbe in diesem Reviere als erschöpft betrachtet werden kann, und werden in Folge dessen, wie bereits angeführt, auf der Caroline jetzt nur noch die stehen gebliebenen Erzrinden am alten Mann gewonnen. Auf der Dorothea, wo der Hauptgang ebenfalls abgebaut ist, wird jetzt nur noch von dem in der Tiefe im Hangenden des Hauptganges aufsetzenden hangenden Erztrumm die Erzförderung grösstentheils beschafft. Da ausser-

Königin Marien-Schacht.

1) *Karst.* Archiv, 2 R. VIII, 418; X, 215.

2) *Schell* in der Berg- u. Hüttenm.-Zeit. 1855, Nr. 27; 1857, Nr. 27.

dem die Stufferze in solcher Masse und Derbheit, wie früher, jetzt nicht mehr vorhanden sind, und zur Erfüllung der Production mehr ärmere Erze (Schur-, Poch- und Bergerze) gefördert werden müssen, die vorhandenen Kräfte aber dazu nicht hinreichend erschienen, so hat man sich in der neueren Zeit dahin entschieden, für die aussichtsvollere Grube Bergmannstrost einen Richtschacht niederzubringen, denselben mit geeigneten Maschinen zu versehen und nach Herstellung desselben den Caroliner, Dorotheer und Elisabether Schacht abgehen zu lassen.

Im August 1856 ist das obere Gevierte des neuen Richtschachtes im Bergmannstroster Felde gelegt, und zwar so weit im Hangenden des Hauptganges, dass der abzusinkende Schacht in der Sohle des Tiefen Georgstollens etwa den Hauptgang durchschneiden und von da ab dann tiefer hinein im Liegenden desselben niedergebracht wird.

Bei Anwesenheit Ihrer Majestäten des Königs Georg V. und der Königin Marie von Hannover auf dem Harze hat dieser Schacht den Namen Königin Marienschacht (den 2. October 1856) erhalten.

Besondere Schwierigkeiten beim Absinken dieses Schachtes stellten sich gleich anfangs durch Wasserzugänge ein; es musste eine Klotzpumpe eingebaut werden, um die Wasser zu wältigen, und mit banger Besorgniss sah man der Zukunft entgegen, weil es unmöglich war, bis zu dem ersten Durchschlage vom Tage bis zum 19 Lachterstollen (der obere Stollen, der Frankenscharrner Stollen, sollte zur Hülfe und Beschleunigung des Durchschlags nicht benutzt werden) mit der Klotzpumpe die Wasserwältigung zu beschaffen. Ausserdem war es des Wetterwechsels wegen sehr zweifelhaft, vom Tage bis zum 19. Lachterstollen niederzukommen, und da man die Aufschlagewasser den jetzt im Betriebe stehenden Gruben nicht entziehen konnte, um eine Kunstanlage im Königin Marienschachte herzustellen, so beschloss man, ein 12″ weites Bohrloch aus dem Marienschacht bis auf den 19. Lachterstollen niederzuschlagen. Dieses 12″ weite Loch wurde mit dem Kind'schen Freifallbohrer [1]) unter

1) Das Modell von diesem Bohrapparat befindet sich in der Modellsammlung der Clausthaler Bergschule.

Leitung des Geschwornen Wetzel gebohrt, allein sehr wenig mächtige, abwechselnd härtere und mildere, steil einfallende Gesteinsschichten veranlassten ein öfteres Abweichen des Bohrers von der saigeren Richtung; es musste ein Theil des gebohrten Loches mehrmals wieder gefüllt und ausgestampft und das Loch von Neuem mit steifem Gestänge in saigerer Richtung gebohrt werden, bis endlich unter solchen Mühseligkeiten und Hindernissen die Sohle des 19. Lachterstollens erreicht, und das niedergebrachte, voll Wasser stehende Bohrloch nach einer Markscheiderangabe mit einem zweimännischen Bohrloch gesucht, getroffen und abgezapft wurde.

Da dieses Bohrloch nach erfolgtem Durchschlage mit dem 19. Lachterstollen den gestellten Erwartungen vollkommen entsprochen hat, so liegt es im Plane, vom 19. Lachterstollen ebenfalls mit einem Bohrloche dem Abteufen des Königin Marienschachtes voranzugehen.

Ausser der Hülfe, die das Bohrloch in Bezug auf Wetter- und Wasserlosung gewährt, hat es für die Arbeit des Absinkens selbst noch den Vortheil, dass die gebohrten Löcher in der nächsten Umgebung desselben besser heben, wodurch das Abteufen des Schachtes beschleunigt wird.

Bei dem fortgesetzten Betriebe des Schachtabsinkens kam nun auch noch die Frage in Betracht, wie der im Schachte losgeschossene Berg zu Tage geschafft werden sollte, da man mit Haspeln nur bis auf geringere Teufen (20 Lachter) fördern kann. Mehrere Haspel unter einander anzulegen und so den Berg zu Tage zu schaffen (das sogenannte auf den Knebel ziehen) erfordert viel Mannschaft, viel Zeit und Geld, ein Pferdegöpel ist ebenfalls zu theuer, auch nur auf gewisse Teufen nutzbar, und es blieb nur die am Oberharze überall benutzte Wasserkraft zur Anwendung übrig. Obgleich dieselbe in der jetzigen Zeit durch die vielen Betriebspunkte beschränkt ist, so ergab doch eine reifliche Ueberlegung, dass für den Königin Marienschacht ein Treibwerk mit Kehrrad erbaut werden und dieses für die periodische Benutzung die nöthigen Wasser erhalten könne. Es wurde deshalb von dem Aufschlagegraben des Dorotheer Treibwerks die Aufschlagerösche nach dem Königin Marienschacht projectirt und unter der Erde durch grössten-

theils in Schlackensteinmauerung hergestellt, auch die Abfallrösche ebenfalls vom genannten Schachte ab in ähnlicher Weise bis in den Kunstgraben in der Nähe des Elisabether oder Neue Margarether Gaipels vollendet. Hiernach kam also das Kehrrad sammt Bremsrad und Körben nahe unter der Erdoberfläche zu liegen, und es entstanden Bedenken, in diesem lockern, rolligen Gebirge die bisherige rectanguläre Form der Radstuben anzuwenden, weil die längeren Seiten ungleich mehr Druck auszuhalten hatten, als die kürzeren und dadurch ein Zusammengehen oder Bruch entstehen konnte. Um diesen Uebelstand zu beseitigen, wurde der Vorschlag gemacht, statt der bisherigen rectangulären Form eine mehr runde anzuwenden, damit der Druck auf allen Punkten möglichst gleichmässig wirken könne, und zur Herstellung wurde erst das regelmässige Sechseck gewählt. Allein es erschien zweifelhaft, ob die Jöcher, die bei dem Sechseck ziemlich lang wurden, dem voraussichtlichen Drucke auf die Dauer hinreichend Widerstand leisten würden; deshalb wählte man als Form zur Herstellung der Kehrradstube das regelmässige Zehneck, und hat man auf diese Weise den Raum für das Treibwerk musterhaft hergestellt.

Wenn nach 9 Jahren der Königin Marienschacht niedergebracht sein wird, wie veranschlagt ist, und dadurch die oben erwähnten 3 Schächte abgängig werden, so wird er zunächst als Hauptförderschacht eingerichtet und zu dem Ende mit einer Wassersäulenmaschine behuf des Treibwerkes versehen werden; das Treibwerk oder die Fördervorrichtung selbst soll in ähnlicher Weise, wie die auf Steinkohlengruben gangbare Etagenförderung hergestellt werden. Nach Ausführung dieses Planes wird dann der Platz, wo jetzt die Dorotheer Erzwäsche steht (in der Nähe des Elisabether Gaipels), eine Haupt-Aufbereitungsstelle werden.

Einen andern Zweck, den man mit dem Königin Marienschacht erreichen will, ist die Benutzung desselben zu einem Hauptwasserhaltungsschacht, ähnlich dem Silbersegener Richtschacht. Man treibt nämlich etwa 120 Lachter unter der jetzigen Tiefen Wasserstrecke (Ernst Auguststollen) die zweite Tiefste Wasserstrecke vom Rheinischweiner Schachte der Grube Ring und Silberschnur nach dem Herzog Georg

Wilhelm und von diesem ab später dann weiter nach dem Königin Marienschacht. Wird diese Verbindung erst hergestellt sein, so können durch die gewöhnlichen Wasserkünste die Grundwasser bis in diese zweite Tiefste gehoben werden, im Königin Marienschacht werden dann diese Wasser durch Wassersäulenmaschinen bis auf den Ernst August Stollen geschafft und fliessen auf demselben bei Gittelde zu Tage ab. Es wird nach Vollendung dieses Projectes möglich, die in grösserer Tiefe vorhandenen Erze noch zu gewinnen.

VI. Altenauer Gänge.[1])

Jenseits des Grünsteinzuges (p. 79), vor dem sich der Burgstädter Gang ins Liegende wendet, ihn also nicht durchschneidet, finden sich in der Altenauer Gegend, durch das Vortreten des Kieselschiefers mehr oder weniger gestört, wieder Bleiglanzgänge in der Stunde 8.9. Auf denselben hat in den Jahren 1606 – 1615, dann von 1668 — 1768 ein ziemlich ausgedehnter Bergbau gelegen, dessen Wiederaufnahme wegen des geringen Silbergehaltes der Erze, welche in kurzen Mitteln ohne Ausdauer mit viel Quarz und wenig Kalkspath im Kieselschiefer einbrechen, zeither nicht räthlich erschienen ist, da verschiedentlich unternommene Versuche ohne günstigen Erfolg geblieben sind. Altenauer Gänge.

VII. Rosenhöfer Gangzug.[2])

Etwa 600 Lachter südlich vom Zellerfelder Hauptzuge im Hangenden desselben tritt am westlichen Ende der Stadt Clausthal der Rosenhöfer Gangzug auf, der aus der Zertrümmerung eines mächtigen Ganges entstanden zu sein scheint. Die Gänge ziehen sich an den Gehängen des Pochthales in einer Länge von 600 Lachtern hin und sind am weitesten abendwärts bekannt im Einersberge bei Zellerfeld, wo das Querhahns- und Todtemannsthal dem Ausgehenden der Gänge wahrscheinlich ihre Entstehung verdanken. Rosenhöfer Gangzug.

Der Gangzug besteht da, wo er vorzüglich bekannt und ausschliesslich bebaut ist, nämlich im Clausthaler Poch-

1) *Jugler*, Bergwerksverwaltung, Taf. XII.

2) *Jugler*, Bergwerksverwaltung, Taf. VIII.

thale, aus zwei äussersten Gängen, dem Thurmhöfer und Altensegener hinteren oder liegenden Gang, welche das Erzfeld nach Süden und Südwest und nach Norden bis zu 140 Lachter begrenzen, nach dem Burgstädter Zuge zu östlich aus einander streichen und nach dem Einersberge zu und durch das Zellerfelder Thal westlich zusammensetzend fortlaufen. Zwischen diesen beiden Hauptgängen befindet sich ein Netz von zehn bis zwölf einander zusetzenden, sich durchschneidenden und verwerfenden Gängen von sehr verschiedenem Streichen und Fallen und einer Mächtigkeit von durchschnittlich 1—2 Lachtern, welche aber an den Schaarungspunkten auf 4—6 Lachter steigt.

1) Der Thurmhöfer Gang kommt mit einem zwischen *h*. 7.7 und *h*. 9.4 variirenden Streichen und 76° Fallen aus dem Zellerfelder Thal heran, setzt vom Thurm Rosenhöfer Schachte mit einem constanten Streichen fort und bildet in seiner östlichen Fortsetzung den Rosenbüscher Gang (p. 80).

2) Der hintere oder liegende Altensegner Gang streicht *h*. 7.4½, fällt unter 60°, setzt am weitesten im Liegenden auf, kommt ebenfalls aus dem Zellerfelder Thale und schaart sich wahrscheinlich mit dem Kranicher oder Sarepter Gange. Man glaubt, dass dieser hintere Altensegener Gang in seiner östlichen Fortsetzung die Verwerfung des Burgstädter Hauptganges westlich vom Herzog Georg Wilhelmer Schachte veranlasst habe.

Am Einersberge, wo sich der Thurmhöfer Gang mit dem hinteren Altensegner Gange schaart, haben Versuchsarbeiten zu keinem günstigen Resultate geführt. Der Rosenhöfer Gangzug ist mit dem Ernst August Stollen überfahren, aber taub getroffen.

Zwischen den beiden Hauptgängen liegt

3) der Rosenhöfer Gang, welcher bei einem Streichen von *h*. 7.2 und einem Fallen von 68° südlich einen Bogen des Thurmhöfer Ganges zwischen dem Königer und dem Neuen Thurm Rosenhöfer Schachte schliesst. Die Lösung der alten Königer Baue, welche sich ehemals in bedeutende Tiefe erstreckt haben, ist ohne wesentlichen Erfolg gewesen.

4) Der vordere Altensegner und Silbersegner Hauptgang setzt in der Mitte zwischen dem liegenden Altensegner und dem Thurmhöfer Gange mit einem Streichen von *h*. 8 und einem Einfallen von 78° auf und scheint ersterem abendwärts zuzulaufen. Morgenwärts dagegen wendet er sich etwa 60 Lachter vom vorderen Altensegner Schachte mit einem Streichen *h*. 11.2 ins Hangende und setzt als sogenanntes Ziller hangendes Trumm dem Rosenhöfer Gange mittelst eines im Hangenden unter Str. *h*. 12.2 und $75^{1}/_{2}{}^{\circ}$ Fallen ablaufenden Trummes zu.

5) Der Braune Lilier Gang läuft vom hinteren Altensegner Gange mit einem Streichen *h*.11.6 bis 12.1 ins Hangende bis beinahe an den Rosenhöfer Gang. Von dem Braunen Lilier Gange geht wieder ein hangendes Trumm mit *h*. $11.6^{1}/_{2}$ Streichen ab, welches sich gegen Mittag wieder mit dem Hauptgang vereinigt und dem Rosenhöfer Gang zusetzt. An die Braune Lilier beiden Trümmer kommt noch von Abend heran in *h*. 9.2 ein verkehrt fallendes Trumm.

6) Die 3 hangenden Altensegner Trümmer, von denen das erste in der Gegend des Altensegner Schachtes mit einem Str. *h*. 9 ins Hangende nach Morgen zu läuft. Das dritte geht vom Thurmhöfer Gange bei einem Str. *h*. 8.5 — 7.2 ab und schaart sich mit dem Ziller hangenden Trumm, und das zweite läuft vom dritten ab ins Liegende nach Abend mit einem Streichen *h*. 9.

7) Die 3 Silbersegner hangenden Trümmer streichen parallel in *h*. 2.3. Das erste verbindet den Alten- und Silbersegner Hauptgang mit dem dritten Altensegner Trumm, die beiden andern den Thurmhöfer und den Alten- und Silbersegner Hauptgang.

Ausserdem sind noch mehrere Bogen-, sowie ab- und zulaufende Trümmer von geringerer Ausdehnung und Wichtigkeit vorhanden, die man zum Theil noch nicht näher kennt.

Die Erzmittel auf dem Rosenhöfer Gangzuge sind weniger zusammenhängend und der Bleiglanz ist silberarm. Zuweilen kommt mit dem Bleiglanz Bournonit und Fahlerz vor.

Die Ausfüllungsmasse der Gänge ist, im Gegensatz zum Burgstädter Zuge, Spatheisenstein, wodurch die Erze sehr leichtflüssig werden und in Folge dessen beim Verschmelzen der strengflüssigen, kieseligen Erze vom Burgstädter Zuge als Zuschlag nicht entbehrt werden können.

Kalkspath findet sich weniger, Quarz verschwindet fast gänzlich; auf den Tiefbauen kommt viel Zinkblende und Schwerspath vor.

Mit dem Rosenhöfer Zuge, dem ältesten um Clausthal, hat der Clausthalische Bergbau um 1554 wieder begonnen und zwar mit der reichen, längst verlassenen St. Annenzeche am nunmehr verschütteten Sorger Teiche. Zur Zeit bauen noch auf diesem Zuge nachstehende 3 Königliche Gruben:

Grube Neuer Thurm Rosenhof.

1) Neuer Thurm Rosenhof, am nächsten bei Clausthal, seit 1600 aus den beiden vereinigten Gruben Thurmhof und Rosenhof entstanden und seit 1679 auf landesherrliche Rechnung betrieben.

Der 281 Lachter tiefe Tagesschacht ist zum grossen Theil auf dem Rosenhöfer Gange, tiefer hinab aber nach einem bestimmten Winkel abgesunken. Das Feld der Grube, welches die Felder der alten eingestellten Gruben umfasst, ist fast ganz abgebaut; nur an wenigen Punkten in der oberen Höhe und auf tieferen Sohlen werden Erze gewonnen, so dass die Grube zu den weniger günstig situirten gehört. Einige neuerdings in der Tiefe angefahrene Erztrümmer gewähren für die Zukunft wieder etwas Hoffnung. Vom Georgstollen her sind die Baue der Grube Braune Lilie mittelst der Bohrmaschine abgezapft.

Die Aufbereitung der Erze dieser Grube erfolgt im 1—4. Clausthaler Thalspochwerk.

Die dabei resultirenden Schliege enthalten nach einem 10jährigen Durchschnitt im Centner 55,5 Pfd. Blei und 4,6 Quint Silber.

Grube Alter Segen.

2) Alter Segen, abendwärts vom Rosenhofe, mit einem etwa 220 Lachter tiefen, auf kurze Teufe verkehrt fallenden Tageschacht, welcher auf dem anfangs saigeren Altensegner oder Silbersegner Hauptgange von $^1/_8$—1 Lachter Mächtigkeit abgesunken ist und zur Herausförderung der eigenen

Erze sowohl, als der Erze vom Burgstädter Zuge dient, welche auf der tiefen Wasserstrecke herbeigeschafft werden. Ausserdem baut die Grube noch auf mehreren Gängen und Trümmern auf einzelnen wenig erheblichen Punkten grösstentheils über der tiefen Wasserstrecke. In oberer Höhe ist das Feld beinahe völlig abgebaut. Das von hieraus auf 400 Lachter Länge getriebene Lasfelder Ort hat keine Aussichten eröffnet.

Die Aufbereitung der Altensegner Erze erfolgt im 1., 5. und 6. Clausthaler Thalspochwerk.

Grube Silbersegen.

3) Silbersegen, westlich von der vorigen Grube, baut mit nur geringen Aussichten für die Zukunft in verschiedenen Tiefen, aber fast sämmtlich noch oberhalb der tiefen Wasserstrecke auf dem Altensegner oder Silbersegner Hauptgang und den Silbersegner Trümmern. Der mit 2 Wassersäulenmaschinen (p. 55) versehene Richtschacht von 201 Lachter Tiefe dient ausser zur Förderung der eigenen Erze auch zum Heraustreiben der Erze der Königlichen Gruben des Burgstädter Zuges, welche auf der tiefen Wasserstrecke hierher verschifft werden.

Die Wassersäulenmaschinen heben die Grundwasser des Zellerfelder, Burgstädter und Rosenhöfer Reviers von der tiefen Wasserstrecke auf den tiefen Georgstollen.

Die Erze dieser Grube werden im 5. und 6. Clausthaler Thalspochwerk aufbereitet.

Die Schliege aus den Erzen der vereinigten Gruben Alter- und Silbersegen enthalten nach 10jährigem Durchschnitt im Centner 47,7 Pfd. Blei und 6 Quint Silber.

VIII. Silbernaaler Gangzug. 1)

Silbernaaler Gangzug.

Der Silbernaaler Gang kommt mit einer Mächtigkeit von 10—15 Lachtern aus dem Bauersberge mit einem Streichen von *h*.8—9 heran, durchschneidet die Innerste und den Einersberg, setzt durch das Rabenthal, durch das Ausgehende desselben gebildet, bis ins Hutthal und durchschneidet daselbst wahrscheinlich den Grünsteinzug.

Der Silbernaaler Gang ist in seiner östlichen Fortsetzung im ersten Burgstädter Reviere in der Tiefen Georg-

1) *Jugler*, Bergwerksverwaltung, Taf. VIII.

stollen Sohle morgenwärts vom Caroliner Schachte überfahren. Er fällt hier merkwürdigerweise unter 70° widersinnig ein, streicht *h*. 7.7 und ist durch seine Schwerspathausfüllung sehr leicht zu erkennen. An einem einzigen Punkte in der genannten Sohle hat er sich erzführend gezeigt, aber ein darauf eingeleitetes Uebersichbrechen musste bald wieder verlassen werden, weil die Erze aufhörten. Von der Dorotheer 30. Strecke ab ist der Punkt untersucht, wo der Silbernaaler Gang in Folge seines verkehrten Einfallens mit dem Rosenbüscher Gang zusammentreffen wird, man hat aber in Bezug auf besondere Edelkeit oder Erzführung bis jetzt kein günstiges Resultat erzielt.

Auf diesem Gangzuge wurde schon im 16. Jahrhundert ein ergiebiger Bergbau geführt, der aber wegen des Zudranges der Wasser 1733 ganz eingestellt wurde. Nach Durchtreibung des tiefen Georgstollens wurden 1810 Anstalten getroffen, vom Samueler Schachte auf dem Zellerfelder Hauptzuge mittelst eines Querschlages durch den Einersberg, sowie auch durch ein Flügelort vom zweiten Georg Stollen Lichtloche die Wasser aus den alten Bauen abzuführen. Mit diesem Flügelorte — welches auch noch den Zweck hatte, Betriebswasser für inwendige Kunstgezeuge nach dem Samueler Schachte zu schaffen — wurde in 102 Lachter Entfernung vom Schachte der Silbernaaler Gang 15 Lachter mächtig angefahren, der Betrieb aber in Folge der allgemeinen Beschränkungen im Jahre 1817 eingestellt, im Jahre 1821 durch ein Feldort der Gang weiter untersucht und bald reiches Erz getroffen. Man schritt dann zur Lösung der alten Baue durch ein Bohrloch, bei welcher Gelegenheit schlagende Wetter [1]) hervorbrachen, brachte von 1829—1832 einen neuen Richtschacht im Nebengestein, 15 Lachter im Hangenden des Ganges, den Medingsschacht, bis auf 124$^1/_8$ Lachter nieder und versah denselben mit Treib- und Kunstwerk. Später wurde der auf dem Gange liegende alte Haus Braunschweiger Schacht vom Tage nieder bis auf die Tagesrösche aufgemacht und zu verschiedenen Malen in saigerer Richtung bis auf 245

1) *Karsten's* Archiv, 1. Reihe, Bd. XIX, p. 499.

Lachter Tiefe abgesunken, so dass gegenwärtig mit dem Schachtgesenke das Niveau der 11. Strecke zusammenfällt. Die aus der Innerste herbeigezogenen Betriebswasser für die beiden inwendigen Kunsträder am Medingschachte gelangen auf dem Tiefen Georg Stollen zum Abfluss. Der Medingschacht ist nach und nach 215 Lachter tief bis auf die 9. Streckensohle abgeteuft und bei etwa 180 Lachter Tiefe ins liegende Nebengestein getreten.

Der Silbernaaler Gang ist bisjetzt nur auf der Grube Bergwerkswohlfahrt, welcher die genannten beiden Tagesschächte angehören, edel gefunden, und zwar brechen in oberen Teufen die Erze in drei Trümmern, welche in einer Mächtigkeit neben einander liegen, durch taube Bergmittel getrennt sind und sich von Morgen nach Abend verflächen (Erzfälle). Solcher Erzfälle liegen dem Streichen nach zwei hinter einander. Der eine steiler fallende westliche, Erzfall der Alten genannt, ist von der alten Grube Haus Braunschweig bis auf die jetzige 6. Strecke früher bebaut. Der durch ein taubes Mittel davon getrennte östliche flachere Erzfall, zwischen dem Meding- und Haus Braunschweiger Schacht, wurde durch den eben erwähnten Versuch vom 2. Lichtschachte des Tiefen Georg Stollens ab zuerst ausgerichtet. In oberen Teufen östlich vom Medingschacht gelegen, lässt sich die gleichmässige Verflächung bis zur 8. Strecke nahe hinter dem Haus Braunschweiger Schacht verfolgen. Die Verflächungslinie stürzt sich hier und das Erzfeld setzt wieder weiter gegen Osten fort, so dass in der 10. Streckensohle die Endschaft desselben erst bei circa 40 Lachter östlich vom Haus Braunschweiger Schacht erreicht ist. Es giebt aber Gegner dieser Ansicht, dass eine Verstürzung der Verflächungslinie und eine weitere Fortsetzung des Erzfeldes nach Osten hin stattfinde. Nach denselben soll eher zu erwarten sein, dass die beiden Erzfälle auf der 10. Strecke wohl einander genähert, aber noch nicht vereinigt sind, und nachdem vor Kurzem durch die nachgetragenen Risse mehr Gewissheit darüber erlangt ist, will man durch Belegung und den Forttrieb der 9. und 10. Strecke das abendliche Erzfeld weiter untersuchen und aufschliessen. Beim Ernst August Stollenbetrieb ist zeitweilig in der Grube

Grube Bergwerkswohlfahrt.

Bergwerkswohlfahrt zur Wassergewältigung ein Heber in Thätigkeit gewesen.[1])

Ausser auf der Grube Bergwerkswohlfahrt werden vom 4. Lichtloche des Tiefen Georg Stollens[2]) in der Stollensohle, sowie an ersterem Punkte auch von der Tiefen Wasserstrecke aus mehrere Untersuchungen des Silbernaaler, des Bergsterner und des Rosenhöfer Ganges vorgenommen. Zum Betriebe der nach einem grösseren Plane auszuführenden Versuche, Neuer Bergstern genannt, hat man seit 1846 den 4. Georg Stollen Lichtschacht 50 Lachter tiefer bis auf die Sohle der Tiefen Wasserstrecke abgesenkt.

Neuer Bergstern.

Das den Silbernaaler Gangzug characterisirende Ganggestein ist Schwerspath, welcher im rohen oder gemahlenen Zustande Handelswaare ist. Quarz und Kalkspath finden sich selten, zuweilen trifft man Spatheisenstein auf Grauwacke, Strontianit in Klüften des Schwerspaths, Steinmark zwischen Klüften der Grauwacke mit Braunspath, Kupferfahlerz mit Bleiglanz eingewachsen in Schwerspath (mit 3 — 7 pCt. Silber), Wasser- und Schwefelkies, Zinkblende selten. Als höchst seltene Mineralien, die zum Theil nur einmal vorgekommen sind, lassen sich erwähnen: Quecksilber, Zinnober, ged. Antimon, gediegen Silber und Rothgiltigerz.[3]) Man glaubt, dass der hohe Silbergehalt des meist derb und eingesprengt vorkommenden Bleiglanzes von eingesprengtem Rothgiltigerz herrühre. Nach der Tiefe hin bricht bei ab-

1) *Schell* in der Berg- und Hüttenm.-Zeit. 1858, Nr. 34. — Bemerkungen dazu von *Stahlschmidt* ibid. Nr. 48 u. 49.

2) *Schell* hat interessante Beobachtungen über Gesteinsschwingungen beim Betriebe des Ernst August Stollens an einem Erzmittel zwischen der Grube Bergwerkswohlfahrt und dem 4. Tiefen Georg Stollen Lichtschachte gemacht. Siehe: Freib. Berg- und Hüttenm.-Zeit. 1859, Nr. 26.

Die Anwendung eines kräftigen Magnetes zur Ermittelung der Durchschlagsrichtung zweier Gegenörter — wie sie unter diesem Titel von *Borchers*, Clausthal 1846, beschrieben ist — hat verschiedentlich mit Vortheil stattgefunden.

3) *Greiffenhagen* in dem Bericht des Vereins Maja zu Clausthal vom Jahr 1854, p. 11.

nehmender Gangesmächtigkeit der Bleiglanz weniger derb ein und der Silbergehalt desselben scheint etwas geringer zu werden. Der Schwerspath tritt zurück und dafür Quarz als vorwaltende Gangart auf. Ausserdem kommt Spatheisenstein, in oberen Teufen seltener, häufiger vor.

Die Bergwerkswohlfahrter Erze werden im dasigen und im Wildemänner Pochwerk aufbereitet.

Die erfolgenden Schliege enthalten nach 10jährigem Durchschnitt im Centner 49,99 Pfd. Blei und 17 Quint Silber.

IX. Gründnerscher Gangzug.

Dieser in der Umgegend der Bergstadt Grund aufsetzende Gangzug umfasst: Gründnerscher Gangzug.

1) den Hülfe Gotteser Gang, welcher *h*. 8 streicht, 80—85° südlich einfällt und 4—12 Lachter mächtig ist. Derselbe setzt im Hangenden des Silbernaaler Ganges auf; über seine Natur existiren drei Ansichten. Nach Einigen ist er identisch mit dem Isaakstanner Gange, nach Andern liegt er im Liegenden des letzteren und ist die Fortsetzung eines hangenden Trummes des Silbernaaler Ganges, wieder nach Andern ist er ein Quertrumm zwischen dem Silbernaaler und dem Isaakstanner Gang. Erst mit dem Fortschreiten der Baue der Grube Hülfe Gottes wird man hierüber ins Klare kommen. Es findet in dem Gange ein Erzfall von Ost nach West statt. Abendwärts vom Hülfe Gotteser Schacht setzt er ins Braunschweigsche Territorium, wo er nicht mehr erzführend bleibt, desgleichen morgenwärts, wo er an Mächtigkeit verliert.

Die Ausfüllungsmasse dieses Ganges gleicht der des Silbernaaler Ganges, nur bricht auf ersterem mehr Zinkblende ein. Mit dem von der Grube Hülfe Gottes gegen Abend getriebenen Ernst August Stollen Gegenort hat man bei etwa 132 L. Entfernung vom Hülfe Gotteser Schachte mehrere Gangtrümmer überfahren, die neben anderen Erzspuren sehr nette Zinnoberkryställchen [1]) in Schwerspathtrümmern enthielten.

2) Der Isaakstanner Gang, wahrscheinlich die östliche Fortsetzung des obigen.

---

1) *Osann* in den Mitth. d. Vereins Maja zu Clausth. Heft 1 de 1856, p. 20.

3) Der Laubhütter Gang, im Hangenden des vorigen aufsetzend, ist durch den Laubhütter Stollen auf 900 Lachter Länge untersucht, aber ganz taub gefunden. Seine Ausfüllungsmasse besteht aus faulem Thonschiefer, der mit Kalkspathschnüren ganz durchzogen ist.

Durch Schürfarbeiten sind noch mehrere Gänge in der Gründner'schen Gegend aufgefunden, über deren Natur man Näheres erst nach Durchtreibung des Ernst August Stollens erfahren wird.

Vielleicht liegt auch der Eisensteinsbergbau am Iberge auf dem eisernen Hute von Gängen, worauf das Vorkommen des Spatheisensteins mit Schwerspath, Bleiglanz etc. deutet. Ein grösserer Anbruch von Bleiglanz auf einer Eisensteinsgrube daselbst veranlasste im Jahre 1814 die Aufnahme der Grube Prinz Regent, deren Schacht 45 Lachter tief auf den herangetriebenen alten Magdeburger Ptollen abgesenkt wurde. Die silberarmen Bleierze auf dem für eine Fortsetzung des Rosenhöfer Ganges gehaltenen Erzmittel hielten indessen nicht lange aus und schon 1817 ward die Grube wieder eingestellt. Man beabsichtigt von dem als Lichtschacht auf den Ernst August Stollen abgesunkenen 80 Lachter tiefen Knesebecksschacht oberhalb Grund am Eichelnberg (zu unterst der Gaipel über dem Richtschacht, darüber die Kehrradstube und zu oberst die Kunstradstube) einen Hauptversuch nach dem Iberge hin zu unternehmen.

Von den genannten Gängen wird nur der Hülfe Gotteser Gang durch die nahe an der Braunschweigschen Grenze am Todtenmannsberge gelegene Grube Hülfe Gottes[1]) bebaut.

Grube Hülfe Gottes.

Die ältesten Nachrichten über den Bergbau bei Grund beginnen erst 1682 mit der Wiederaufnahme der Gewerkschaft Isaaks Tanne, welche 1697 wieder eingestellt, im Jahre 1740 abermals aufgenommen, mit der benachbarten Grube Hülfe Gottes vereinigt und beide wegen Mangels an Aufschlagewassern 1751 gänzlich eingestellt wurden.

Der hohe Metallgehalt der hier abgebauten Erze von 25—46,9 Quint (8—15 Loth) Silber und 70—76 Pfd. Blei im

---

1) *Jugler*, Bergwerksverwaltung, Taf. VIII.

Centner Schlieg, die bei Wiederaufnahme der Grube Bergwerkswohlfahrt erhaltenen guten Erfolge, sowie die Möglichkeit der Herbeiführung von Betriebswassern veranlassten 1831 die Oeffnung der alten Baue und Stollen und die Absinkung eines neuen Schachtes bis auf 98$^{5}/_{8}$ Lachter Tiefe. Die Betriebswasser wurden unterhalb der Bergwerkswohlfahrt gefasst, durch eine 5404 Fuss lange Wasserleitung durch den Pelikaner- oder Schultestollen geführt und mittelst fallender und steigender Röhren von 1 Fuss Durchmesser mit 243 Fuss senkrechtem Fallen und 177 Fuss hohem Steigen durch das Gründner Thal bis zur Grube geführt, von welcher sie nach Windhausen abfliessen. Der Ernst August Stollen löst die Grube bei 64$^{1}/_{8}$ Lachter Tiefe.

Bei der nierenförmigen Einlagerung des Erzfeldes im Fallen wurde der Abbau im Jahre 1839 von der 4. Strecke ab am mächtigsten Punkte angefasst. Die hier vorhandene Mächtigkeit von 9 Lachtern wird mit einem Firstenstosse abgebaut und die Unterstützung der dabei entstandenen Weitungen geschieht dadurch, dass vom Liegenden und Hangenden des 9 Lachter mächtigen Ganges her 4 Lachter weite Mauern bis unter die Firste aufgerichtet werden, so dass in der Mitte ein Durchgang von 1 Lachter Breite bleibt. Hinter den Mauern wurde früher aufgefüllt, wobei aber doch noch Erzläste niedergingen. Um dies zu vermeiden, führt man noch Rippenmauern von der Sohle bis zur Firste auf, so dass Quarres entstehen, die dann ausgefüllt werden.[1])

Ueber der 4. Streckenfirste finden sich im Gange 3 Trümmer, von denen jedes mit einem Feldort untersucht ist. Abbau liegt noch nicht darauf. In der 5. Firste treten das liegende und das mittlere Trumm, 4—6 Lachter mächtig, vereinigt auf, und daselbst trifft man die reichsten Stufferzmittel, welche nöthigenfalls angegriffen werden. Das weniger edle, mehr quarzige hangende Trumm fällt von der 4. Strecke flach ab, so dass dasselbe erst im Niveau der

---

1) *G. Köhler* über den von der Grube Hülfe Gottes bei Grund bebauten Gang, sowie kurze Beschreibung der auf der genannten Grube üblichen Unterstützung der Firstenstösse, in: Freiberg. Berg- und Hüttenm.-Zeit. 1859, Nr. 22.

sechsten und letzten Strecke durch einen 20 Lachter langen Querschlag erreicht ist. Bei 1 Lachter Mächtigkeit ist die Erzführung mittelmässig, hauptsächlich findet sich Pocherz und etwas Schurerz. Das vereinigte liegende und mittlere Trumm sinkt auf der 6. Strecke zu 2—3 Lachter Mächtigkeit und führt weniger derbe Erze. Dagegen ist das hangende Trumm in derselben Sohle in freundlichen Anbrüchen ausgerichtet. Die Erze werden in einer Wäsche bei der Grube und in 2 Pochwerken im Gründner Thale südlich von Grund aufbereitet. Nach 10jährigem Durchschnitt enthalten die erzielten Schliege im Centner 52,4 Pfd. Blei und 17,5 Quint Silber. [1])

B. Gänge in dem Bezirke von St. Andreasberg.

1. Andreasberger Gänge.

Character der Gänge.

Die Andreasberger Ganggruppe [2]) ist auf ein kleines, kaum $^1/_4$ Meile langes und $^1/_8$ Meile breites Gebiet beschränkt und besteht aus 15 bis 16 verschiedenen eigenthümlichen Silbererzgängen, welche, nur wenige Zoll bis höchstens einige Fuss mächtig, bis zu einer sehr grossen Tiefe von mehr als 2700 Fuss auf der Grube Samson als erzführend aufgeschlossen sind, und zwar mit einer merkwürdigen Stetigkeit in allen Characteren der Ausfüllung und der Lagerungsverhältnisse. Am liebsten sieht man eine Mächtigkeit von 4—5″, weil sich bei dieser erfahrungsmässig die reichsten Erze vorfinden.

Die Gänge setzen in einem festen, kieseligen Thonschiefer der älteren devonischen Formation (Wissenbacher Schiefer) auf und sind in der Nähe granitischer Gebilde und eingelagerter Diabasmassen nur wenig verändert.

Gewöhnlich laufen immer von einem Hauptgange eine grosse Anzahl von Trümmern aus, welche sich entweder

1) Mittheilungen von *O. Dörell*, *B. Illing*, *A. Kutscher* u. *F. Wimmer*.

2) Ueber die Andreasberger Erzgänge:

Zimmermann's Wiederausrichtung verworfener Gänge, p. 138. *Zimmermann's* Harzgebirge II, 85. — *Ostmann* in Hausmann's norddeutschen Beiträgen I, 48; III, 1. — *Hausmann* in Holzmann's hercynischem Archiv 1805, p. 664. — *Jugler's* Bergwerksverwaltung, Taf. XIII. — Mittheilungen von *E. v. d. Decken*.

im Gebirgsgestein verlieren oder wieder mit dem Hauptgang vereinigen, nachdem sie denselben eine Zeitlang begleitet haben.

Die Gänge streichen gewöhnlich wellenförmig, aber ungleich, meist jedoch in nordwestlicher Richtung mit steilem Einfallen von 70—90° gegen Norden und finden ihre Begränzung in den sogenannten faulen Ruscheln, mit mildem Thonschiefer, Letten, Thonschiefer-Bruchstücken etc. ausgefüllte Spalten oder taube Gänge von einer mittleren Mächtigkeit von ³/₄ Lachtern. Dieselben laufen den Thonschiefern und Diabasen meist parallel und scheinen den letzteren, welche sich südlich davon ganz in der Nähe befinden, ihren Ursprung zu verdanken. Eine dieser Ruscheln, die Edelleuter, liegt sogar in der Contactfläche des Diabases mit dem Schiefer. Faule Ruscheln.

Man kennt vier solcher Ruscheln. Die nördlichste ist die Neufanger Ruschel, an der Grenze von Thonschiefer und Grauwacke, mit einem Streichen *h*. 6⁴/₈ von O. nach W. und 60° und weniger Fallen nach Süden. Dieselbe setzt durch die Sieber in den Sieberberg, mit einem Streichen *h*. 6.5¹/₂ und 68° Fallen nach N. in den Königsberg, ist hier unter dem Namen des Lettenganges mit Streichen *h*. 7.4¹/₂ und 65° Fallen nach NW. bekannt und auf guten Eisenstein bebaut. Dann setzt sie weiter bis in das Kulmkethal, in den Wurzeln- und Lilienberg. In unmittelbarer Nähe der Steinrenner Hütte setzt ein 60—80″ mächtiger Kupfererzgang mit einem Streichen *h*. 10.1 und einem Fallen von 74° in NO. auf. Ueber den Sieberfluss hinaus scheint die Erzführung der Gänge nicht zu gehen, es tritt statt dessen Eisenstein auf.

Die südlichste Ruschel ist die Edelleuter, zwischen dem Diabas und dem älteren devonischen Schiefer auftretend, mit demselben Streichen, wie die Neufanger Ruschel und mit 55—60° Fallen nach S. Von der Edelleuter Ruschel läuft die Silberburger Ruschel in *h*. 7 und mit 45—50° Fallen nach Süden ab und diese schickt wieder die Abendröther Ruschel als einen Abläufer aus. Da die Edelleuter Ruschel durchschnittlich ein steileres Einfallen hat, als die übrigen Ruscheln, so fallen letztere der ersteren in der

Tiefe immer mehr zu. Die Silberburger und Abendröther Ruschel vereinigen sich wirklich mit der Edelleuter in der Tiefe, während sie sich am Tage ost- und westwärts an dieselbe anschaaren. Die Neufanger Ruschel kommt ihrem Streichen nach in nördlicher Richtung mit der Edelleuter zusammen. Nur innerhalb der letzteren beiden parallelen Grenzruscheln, welche einen Körper von der ungefähren Form einer durchgeschnittenen Linse einschliessen, führen die Gänge Silbererze, ausserhalb derselben aber andere metallische Fossilien, z. B. Kupfererze und Eisensteine.

Die Edelleuter Ruschel scheint den Silbererzgängen eine undurchdringliche Mauer entgegengesetzt zu haben, sie biegen sich vor derselben, keilen sich aber gewöhnlich noch vor dem Herantreten aus und dringen nur zuweilen in dieselbe ein, indem sie sich zertrümmern und das Streichen der Ruschel annehmen. Die Neufanger Ruschel wird von den Gängen nie durchsetzt, und der gegen die Silberburger Ruschel tretende Felicitaser Gang streicht mit derselben, ohne sie zu durchsetzen, macht sie durch Erztrümmer bauwürdig und keilt sich endlich in derselben aus. An mehreren Punkten scheinen die Gänge durch die Abendröther und Silberburger Ruschel verworfen zu sein; dies ist aber nicht der Fall, indem die Trümmer auf beiden Seiten der Ruschel von einander unabhängig sind.

Gangsysteme. Hinsichtlich des Streichens lassen sich die Erzgänge auf 2 Systeme zurückführen, von denen das eine — mehr von N. nach S. fast rechtwinklich gegen die Ruscheln streichend mit nördlichem Einfallen — folgende Gänge, von Westen beginnend, begreift: 5 Bücher Mosis Gang, Felicitaser, Samueler, Franz Auguster, Samsoner Hauptgang, Jacobsglücker und Wennsglückter Gang.

Die Gänge des zweiten Systems streichen mehr von O. nach W., fast parallel mit den Ruscheln, fallen in der Regel westlich, also gegen die Neufanger Ruschel ein und erleiden dadurch meist ihre Begrenzung. Es gehören hierher der Gnade Gotteser und der Bergmannstroster oder Julianer Gang, welche den Samsoner Hauptgang durchsetzen. Der Neufanger hangende Gang scheint ein Diagonaltrumm zwischen dem Samsoner Hauptgang und

dem Jacobsglücker Gang zu sein. Derselbe legt sich nordwärts an den Samsoner Hauptgang an, schleppt sich eine Zeitlang mit demselben und läuft weiter hin wieder davon ab.

Der ergiebigste und aussichtsvollste Gang ist gegenwärtig der Bergmannstroster. Auf demselben ist von der 23—29. Strecke (273 Lachter unter Tage) ein Abbau durch Absinken und Feldörter auf 55 Lachter Höhe vorgerichtet und zur Zeit der Hauptbetriebspunkt, weil daselbst die besten Silbererze vorkommen.

Gangverwerfungen.

Bei dem Durchkreuzen der aufgeführten Gänge finden zahlreiche Gangverwerfungen statt, theils nach den allgemeinen Regeln der Theorie [1]), theils aber auch gegen dieselbe. Der letzteren Verwerfungsart gehören fast alle faulen Ruscheln von geringerer Mächtigkeit an, welche jünger als die Erzgänge sind.

Interessant sind die Verwerfungen des Gnade Gotteser und Bergmannstroster Ganges durch den Samsoner Gang, welche auf der Samsoner 16. und 23. Strecke sehr schön wahrzunehmen sind. Weniger deutlich finden sie sich weiter oben auf dem Grünhirschler Stollen. In der Tiefe vereinigt sich der Bergmannstroster mit dem Gnade Gotteser Gange. Die auf der 41. Samsoner Strecke wahrzunehmende abnorme Erscheinung, dass der Samsoner Gang, welcher eben der Verwerfer ist, hier scheinbar von dem Gnade Gotteser Gange verworfen wird, beruht wohl darauf, dass beide durch eine Kluft verworfen sind, aber in demselben Verhältniss zu einander stehen, wie oben.

Der Julianer und Gnade Gotteser Gang schaaren sich, ohne Verwerfungen hervorzubringen, mit dem Franz Auguster Gang, erlitten jedoch an jetzt nicht mehr fahrbaren Punkten Verwerfungen von dem Samueler und Felicitaser Gang.

Auf Andreaskreuz kommen dadurch interessante kleine Verwerfungen vor, dass sich der Samsoner Hauptgang in mehrere kleine Gänge theilt.

---

1) *Zimmermann*, die Wiederausrichtung verworfener Gänge etc. 1828.

Beim Durchgange durch grössere Diabasmassen, welche sich an mehreren Punkten im Schiefergebirge unregelmässig eingelagert finden, sowie beim Durchgange durch ein Quarzfelslager, welches man auf den vereinigten Gruben getroffen hat, zeigt sich fast gar keine Veränderung der Gänge. Zuweilen sind dieselben im festen Diabase etwas weniger mächtig, als im Schiefer, führen aber häufig reichere Erze, z. B. vor Kurzem hat man auf der Grube Andreaskreuz Blattsilber im Grünstein gefunden.

Alter der Gänge.

Hinsichtlich des Alters der Gänge nimmt man wohl auf Grund der Verwerfungs- und der Lagerungsverhältnisse drei Gangepochen an. In die erste fällt die Bildung der faulen Ruscheln, welche mit den Eruptionsgesteinen im Streichen übereinstimmen und offenbar aus Spalten entstanden sind, welche sogleich nach Erstarrung dieser Gesteine sich bildeten. Diesen Ruscheln folgten in der zweiten Epoche Spalten von wenig verschiedenem Streichen, aber abweichendem Fallen, nämlich der Bergmannstroster und Gnade Gotteser Gang, während sich die alten ausgefüllten Spalten der Ruscheln an verschiedenen Punkten wieder öffneten und Erze aufnahmen (reiche Trümmer in der Edelleuter Ruschel). In die dritte Periode fallen der Samsoner, Andreaskreuzer, Felicitaser, Wennsglückter, Jacobsglücker Gang u. a.

Die verschiedenen Classen der Andreasberger Gänge sind jünger, als die Hauptmassen der Hornblendegesteine in der Gegend, aber älter als einige Nebenmassen derselben, welche den Thonschiefer durchdrungen und sich in seine Schichtungsklüfte eingedrängt haben. Befinden sich solche Massen auf dem Streichen der Gänge, so sind sie von denselben durchsetzt.

Berücksichtigt man aber, dass fast auf allen Gängen die gleichen, vorzüglich charakteristischen Fossilien mehr oder weniger vorkommen, so scheint es, als ob sämmtliche Gänge einer gleichartigen Gangformation angehörten.

Ausfüllung der Gänge.

Die Erzgänge zeigen meist eine regelmässige Structur mit symmetrischen, so wie dem Hangenden und Liegenden parallelen Lagen; die erzführenden Gangarten haben meistentheils die Bruchstücke des Hangenden und Liegenden zurück-

gedrängt. Der Kalkspath herrscht als Gangart vor und ist mit Lagen von dichtem, zerhacktem oder zerfressenem Quarz verbunden, und in diesen von beiden Substanzen gebildeten Lagen finden sich häufig, besonders am Hangenden und Liegenden, kleine Brocken von festem oder verwittertem Thonschiefer. Die meisten Gänge führen silberhaltige Erze, namentlich Rothgiltigerz, Antimonsilber, Arsensilber und silberhaltiges gediegen Arsen. Eine Bleiglanzgewinnung findet eigentlich nur auf der Grube Abendröthe statt. Gewöhnlich ist der Bleiglanz sehr unregelmässig in der Gangart vertheilt, findet sich aber an manchen Stellen ziemlich derb. Seltener, und dann meist nur spärlich und sehr ungleich vertheilt, kommen noch folgende Fossilien vor: Glaserz, Sprödglaserz, gediegen Silber, Silberschwärze, Hornsilber, Miargyrit, Feuerblende, gediegen Antimon für sich und auf Arsen, erdiges und schlackiges Realgar, Gänseköthigerz, Arsenkies, haarförmiges Grauspiessglanzerz, Zinkblende, Fahlerz, Speiskobalt, Arsennickel, Antimonnickel, Nickelocher, Eisen-, Kupfer- und Magnetkies, Pharmacolith, Chabasit, Analcim, Flussspath, Schwerspath, Granat, Datolith, Kreuzstein, Stilbit, Heulandit und Apophyllit — letztere drei sonst nur vorzugsweise in vulkanischen oder auch plutonischen Gesteinen vorkommende zeolithische Fossilien, welche sich erst in neuerer Zeit in den unteren Teufen gefunden haben — u. a.. Der Samsoner Gang hat fast sämmtliche der bezeichneten Mineralien geführt. Ein grosser Theil derselben findet sich schön krystallisirt, namentlich auch die mannigfaltigsten Kalkspathkrystallisationen in Drusenräumen der Gänge, deren Bildung durch die regelmässige Structur der Gangarten befördert ist.

Den grössten Reichthum an Silbererzen zeigen die Gänge da, wo sie sich gabeln oder zertrümmern; die eigentlichen Kreuzpunkte der Gänge haben keine Zunahme an Edelkeit wahrnehmen lassen. (Durchkreuzungen des Bergmannstroster und Gnade Gotteser Ganges mit dem Samsoner Hauptgang.) Die reichsten Erzpunkte finden sich zuweilen in den Dioriten, welche die Gänge wohl durchsetzen, wobei

weniger die Beschaffenheit des durchsetzenden Gebirges, als das veränderte Streichen und Fallen auf die Ausfüllung der Gänge diesen Einfluss ausgeübt zu haben scheint, indem dabei Gabelungen entstanden.

Gangbare Gruben. Es bebauen auf dem inwendigen Zuge den Samsoner oder Hauptgang die beiden gewerkschaftlichen Gruben Samson und Catharina Neufang und die königlichen Gruben Abendröthe und Gnade Gottes; auf den Nebengängen aber letztere Grube und die Grube Bergmannstrost. Die Grube Samson besitzt noch auf den Nebengängen die Felder des Franz August, der Juliane und des Jacobsglücks.

Auf dem auswendigen Zuge bauen östlich von der Stadt die königliche Grube Andreaskreuz und westlich davon die Grube Felicitas, ein Beilehn der Grube Samson, auf den Gängen gleichen Namens.

Die Bergwerke zu Andreasberg kamen bald nach Anfang des 16. Jahrhunderts durch Bergleute von Grund in Aufnahme, welche die Grube St. Andreaskreuz zuerst anlegten. Dieselbe gab nebst mehreren anderen Gruben bald so gute Ausbeute, dass man für die Arbeiter die Bergstadt St. Andreasberg 1521 baute.

Catharina Neufang. Die Grube Catharina Neufang baut auf dem Neufanger hangenden Gange und dem Samsoner Hauptgang in oberer Teufe. In der Tiefe ist das Feld der Grube durch die Neufanger Ruschel begränzt, welche dem Samsoner Schacht zufällt, bei dessen weiterem Absinken um etwa 40 Lachter die genannte Ruschel getroffen werden würde. Das Feld der Grube ist ein sehr beschränktes, da der nördlich bebaute, der Ruschel nahe Gang unhaltig wird und in der Tiefe völlig abgebaut ist. Die noch im Betriebe stehenden Baue befinden sich nahe unter Tage, auf dem Tagesstollen, der 11. Strecke und dem Grünhirschler Stollen. Der Neufanger Schacht ist etwa 228 Lachter tief.

Die Grube liefert Bleierze und reiche Silbererze, namentlich Scherbenkobalt und Antimonsilber, auch etwas Rothgiltigerz, welche Erze in der Neufanger Erzwäsche, sowie im Neufanger und Gnade Gotteser Pochwerk aufbereitet werden. Nach einem 10jährigen Durchschnitte

enthalten die erfolgten Schliege im Centner 20,3 Pfd. Blei und 76 Quint Silber.

Die Grube Samson baut auf einem Theile des Samsoner Hauptganges zwischen den Gruben Catharina Neufang und Abendröthe, ferner auf einem Theile des Julianer und Franz Auguster Ganges und dem Jacobsglücker Gange. Samson.

Die Hauptbaue der Grube liegen zur Zeit auf der 23. Strecke auf dem Julianer und Franz Auguster Gang in der Nähe ihres Schaarungspunktes.

Es erfolgen von hier, so wie von einigen weiter unten bis auf die 26. Strecke gehenden unbedeutenden Bauen hauptsächlich reiche Silbererze (Antimonialsilber, silberhaltiges Arsen und etwas Rothgiltigerz).

Der Jacobsglücker Gang, auf der 3., 8. und 26. Strecke querschlägig angefahren, ist nur auf ersterer bauwürdig gefunden, und wird daselbst durch einige Firstenstösse Bleiglanz, zuweilen mit etwas Rothgiltigerz und Antimonialsilber gewonnen. Auch kommen hier schöne Kalkspäthe in grossen luttenartigen Drusenräumen vor. Das Auffinden einiger Erze auf der 8. Strecke giebt Veranlassung, diese mit der 3. Strecke durch ein Absinken zu verbinden. Mit allen 3 Querschlägen hat man auch den Neufanger hangenden Gang überfahren und auf ihm an einigen Punkten ausgelängt, ohne dass er sich bauwürdig erwiesen hätte. Der bis zum Wennsglückter Gang fortgesetzte 3. Streckenquerschlag hat ersteren als unbauwürdig gezeigt.

Auf dem Hauptgange liegen noch unbedeutende Abbaue auf der 27., 29. und 36. Strecke. Auf der 41. Strecke, der tiefsten Strecke, 410 Lachter unter Tage, ist der Gnade Gotteser Gang wieder unter den oben erwähnten Verhältnissen angefahren. Beim versuchsweisen Auslängen auf demselben sind einige Spuren von Erz gefunden; eine Versuchsstrecke, in südlicher Richtung auf dem Hauptgange getrieben, hat keine erfreulichen Resultate gegeben. Diese Strecke wird, wenn man sie bis zum Felicitaser Schacht, welcher jetzt weiter abgeteuft wird, forttreibt, eine gründliche Untersuchung des Samsoner Hauptganges seiner ganzen Ausdehnung nach in dieser Teufe gestatten.

Der Samson liefert hauptsächlich bleiische Erze und reiche Silbererze (Wascherze), namentlich Antimonialsilber, Arseniksilber, Rothgiltigerz und silberhaltigen Scherbenkobalt, aber wenig Fahlerz.

Die Erze werden in der Samsoner Erzwäsche, im neuen Samsoner, wenn nöthig, auch im Neufanger und Gnade Gotteser Pochwerk aufbereitet. Nach einem 10jährigen Durchschnitte enthalten die Schliege von Samson und Jul. Charlotte im Centner 22,8 Pfd. Blei und 66,5 Quint Silber.

Vereinigte Gruben.

Von den vereinigten Gruben baut Abendröthe auf dem Samsoner Hauptgang, südlich von Samson, Bergmannstrost auf dem Bergmannstroster oder Julianer Gange und Gnade Gottes auf dem Gnade Gotteser Gange. Die Hauptbaue liegen auf dem Grünhirschler Stollen, der 6. und 11. Strecke. Die Gangverhältnisse sind hier sehr complicirt, weil sich sowohl der Samsoner, als der Bergmannstroster Gang in mehrere liegende und hangende Trümmer theilen und es zweifelhaft bleibt, welches von denselben der Hauptgang ist. Sämmtliche Trümmer werden jedoch ebenso, wie der in der Nähe befindliche Gnade Gotteser Gang, vom Samsoner Gang verworfen.

Auf der 11. Strecke findet östlich vom Samsoner Gange die Vereinigung des Bergmannstroster Ganges mit dem Gnade Gotteser Gange statt. Da der Schaarungspunkt nicht deutlich aufgeschlossen ist, so bleibt es ungewiss, ob sich die Gänge anschaaren oder kreuzen.

Die Gruben liefern hauptsächlich nur silberarmen Bleiglanz und würden wahrscheinlich schon eingestellt sein, wenn man denselben nicht zur Ausziehung des Silbers aus den reichen Silbererzen nöthig hätte. Auf Abendröthe wird zur Zeit nicht mehr gearbeitet. Ausser Bleiglanz findet sich nesterweis wohl etwas Rothgiltigerz und einiges Fahlerz.

Die Aufbereitung der Erze geschieht im Neufanger Pochwerk und es erfolgen dabei Schliege mit 56 Pfd. Blei und 13,3 Quint Silber im Centner nach einem 10jährigen Durchschnitt.

Andreaskreuz.

Die Grube Andreaskreuz, südlich von Andreasberg im Wäschgrunde gelegen, baut auf dem südlichsten Theile des Samsoner Ganges, welcher sich hier in oberer Teufe

in 3 Trümmer theilt, den Andreaskreuzer, Weinstöcker und Glückaufer Gang. Letztere beiden setzen bis an die Edelleuter Ruschel hinan, zertrümmern sich darin und durchsetzen dieselbe theilweise, werden aber hinter ihr taub. Früher hat man in der Ruschel viel Erz gewonnen, der Betrieb ist jedoch zur Zeit auf den meisten Punkten wegen zu starken Holzverbrauches eingestellt.

Die auf den Weinstöcker und Glückaufer Gängen gelegenen und durch das Beerberger Ort zugänglichen inwendigen kleinen Schächte sind neuerdings wieder aufgemacht und zwei Versuchsörter getrieben. Der darauf gehende Abbau liefert gute Erze. Auch im Beerberger Ort und auf dem Sieberstollen findet Abbau statt. Es liegen noch gangbare Baue auf der ersten Strecke in der Nähe der Silberburger Ruschel, besonders auf einem liegenden Gang im Hangenden der Ruschel; dann auf der 2. und 14. Strecke, mit welcher die Abendröther Ruschel überfahren ist, welche weiter oben mit einem Einfallen von 45° durch den Schacht setzt. Ein von Nordwest heransetzender liegender Gang vereinigt sich hier mit dem Hauptgange, welcher wegen seines Erzgehaltes an dieser Stelle firstenmässig bebaut wird. Bis auf die 16. Strecke hinein geht noch einiger Strossenbau. Das hier befindliche Gesenk des Schachtes wird noch abgesunken.

Die Grube ist in drei verschiedenen Sohlen mit dem Samson durchschlägig, auf der 8. Strecke mit der Samsoner 16., der 12. mit der 23. und der 16. mit der 29. Strecke des Samson.

Die Grube liefert hauptsächlich silberhaltiges Fahlerz und Bleiglanz, selten gediegen Silber und geschmeidiges Glaserz. Die Aufbereitung der Erze geschieht im gleichnamigen Pochwerk und es resultiren dabei Schliege mit 47,8 Pfund Blei und 13,3 Quint Silber im Centner nach 10jährigem Durchschnitt.

Die Grube Felicitas baut auf dem Felicitaser Gange, welcher weiter südlich König Ludwig, dann St. Andreas nud am äussersten Ende, wo er die Silberburger Ruschel trifft, Silberburger Gang genannt wird. Die Gruben, welche früher auf dem St. Andreas und König Ludwig gebaut Felicitas.

haben, sind schon lange eingestellt, am längsten ist in der Ruschel selbst gebaut, welche hier ähnlich wie auf Andreaskreuz Erze führt; wegen zu grossen Holzverbrauchs sind aber die Baue eingestellt.

Der in Stunde 10 streichende und mit 75° gegen Nordost einfallende Gang, welcher an die Silberburger Ruschel heransetzt, schleppt sich eine Strecke damit und keilt sich dann aus.

Einen Versuch, auf der 16. Strecke einen Querschlag nach Andreaskreuz als Versuchsört zu treiben, hat man wegen zu starker Wasserzugänge aufgeben müssen. Auf der 14. Strecke ist die Felicitas durch einen Querschlag mit der Samsoner 26. Strecke verbunden und bei dessen Treibung der Samueler Gang zwar überfahren, aber nicht bauwürdig gefunden, dagegen sind bei Ueberfahrung des Franz Auguster Ganges mit diesem Querschlage die gegenwärtigen reichen Baue auf diesem und dem Julianer Gange eröffnet.

Die Grube war seit 1740 eingestellt und ihr Schacht damals 213 Lachter tief; nach Aufwältigung desselben seit dem Jahre 1826 ist er noch weiter abgesunken. Derselbe ist ein wichtiger Maschinenschacht für den ganzen Andreasberger Bergbau, indem die vom Samson auf der 14. Strecke nach dem Felicitaser Schachte kommenden Wasser hier bis auf den Sieberstollen gehobon werden. Dieses ist ein Hauptgrund für die Erhaltung der Grube.

Es befindet sich auf derselben Abbau über dem Grünhirschler Stollen, unter dem Sieberstollen, über der 1., unter der 4. und über der 14. Strecke. Die geförderten Erze, meist nur Fahlerze und selten Rothgiltigerz, werden im alten Samsoner Pochwerk aufbereitet und liefern Schliege, welche nach 10jährigem Durchschnitt im Centner 21,1 Pfd. kupferiges Blei und 15,4 Quint Silber enthalten.

2. Lauterberger Gänge.

Character der Gänge.

Diese Gänge [1]), welche früher ausgezeichnete Kupfererze lieferten (Grube Louise Christiane), sind gänzlich

1) *Jugler*, Bergwerksverwaltung, Taf. XIII. — *Wille*, Nachrichten von dem Lauterberger Kupferbergbau etc. in Crell's Annalen 1794, Bd. 1, p. 324.

abgebaut und seit 1826 nur noch Versuchsbaue zur Untersuchung des Wolkenhügler, des Klingenthalskopfer und des Schadenbecker Ganges im Betriebe, bislang ohne günstigen Erfolg.

Der verschiedene Kupfererze (Kupferkies, Kupferschwärze, Kupferpecherz, Kupferglas, Kupferlasur und Malachit) führende und früher bebaute Louise Christianer Gang setzt von der alten Grube Kupferrose im Lutterthale etwa in *h.* 9 bei 70—80° Einfallen in SW. einerseits nach dem Pfaffenthalskopf und Knollen, andererseits durch den Weinberg und Kummel durchs Oderthal, und ist somit auf etwa 3 Stunden Wegeslänge bekannt. Charakterisirt ist derselbe durch seine Schwerspathausfüllung, und zwar erhält der milde Schwerspath durch beigemengte Quarzkörner eine sandige Beschaffenheit. Traten zu dieser Gangausfüllung Wasser, so entstand eine dem schwimmenden Gebirge ähnliche Masse, welche bei dem Betriebe der alten Grube Kupferrose oft sehr störend gewesen ist, eine schwierige und kostbare Auszimmerung bedingte und dadurch wahrscheinlich das Auflässigwerden der Grube mit veranlasst hat.

Ausser dieser sandigen Ausfüllung fanden sich auch im Gange, vielleicht einem ablaufenden hangenden Trumme, in grössern Massen Anhydrit und Gyps mit den oben bezeichneten Kupfererzen. Ersterer erscheint von schneeweisser Farbe, strahlig, mit blättrigem Gefüge und geht in Gyps über, welcher zuweilen als Fasergyps und Marienglas auftritt (Eisensteinsgrube Weinschenke am Weinberg).

Bekannt ist dieser Gang noch durch seinen eisernen Hut, welcher sich auf den höchsten Berggipfeln findet und Veranlassung zu wichtigen Eisensteinsgewinnungen gegeben hat (Knollen, Weinberg, Kummel, Freudenberg etc.) Der Eisenstein bricht an diesen Punkten meist mit Schwerspath und wird dadurch eine sorgfältige Scheidung erforderlich. Neben Schwerspath haben sich auch schöne Flussspathkrystalle (Würfel mit dem 48flächner) am Knollen gefunden.

§. 4. Aufbereitung der Erze.

I. Geschichtliches[1]).

Periode vor 1826.

Im ersten Viertel dieses Jahrhunderts, wo aus den Gruben des obern Burgstädter Zuges, namentlich aus Caroline, Dorothea und Margarethe Stufferze in ungleich grösserer Menge, als jetzt gefördert wurden, war die Aufbereitung einfach und ohne besondere Schwierigkeiten[2]). Es wurden in dieser Periode die Stufferze möglichst rein abgeschieden und das Uebrige meist feingepocht und verwaschen. Die Setzarbeit war sehr beschränkt.

Nach Villefosse erfolgten ums Jahr 1805 auf der Clausthaler und Altenauer Hütte aus 4381 Treiben und 3712 Rösten 20,860 Mrk. Silber, 43,767 Cntr. Blei und 60 Cntr. Kupfer, im Durchschnittswerthe von etwa 512,000 Thlr. 1 Treiben Erz lieferte etwa 0,85 Röste Schlieg und hatte einen Geldwerth von nahe 117 Thlr.; ein Rost Schlieg erforderte 47 Tonnen Erz und es erfolgten von der Förderung 12,7 Proc. Schlieg, und zwar 5 Proc. an Stuffschlieg. Es wurden 2 Stuffpochwerke, 2 Erzwäschen, 25 Pochwerke mit 159 Stempeln und 4 Schlammwäschen mit 633 Arbeitern betrieben.

Im Jahre 1824 fielen auf 1 Rost Schlieg 38,6 Tonnen, im Jahre 1825 nur 37,8 Tonnen Erz.

Verbesserungen seit 1826.

Die Abnahme der Stufferze, so wie die gemachte Erfahrung, dass beim Feinpochen und Verwaschen grosse Metallverluste stattfinden, nöthigten zur Aenderung des bisherigen Systems bei der Aufbereitung. Die zur Ermittlung dieses Metallverlustes in den Jahren 1824 und 1825 gemachten Versuche ergaben, dass derselbe bei den Wäscharbeiten je nach dem specifischen Gewichte der einbrechenden Gangarten sich auf 10–15 % von dem wirklichen Gehalt an Blei und Silber belief, dass etwa 0,57 von dem verloren gegangenen Metall von dem Poch- und Wasch-

1) Geschichtliches über die Harzer Aufbereitung in *Freieslebens* Bemerkungen über den Harz. 2 Bde. 1795.

2) *Villefosse's* Mineralreichthum, deutsch von *Hartmann.* Bd. 3, p. 149. — *Seidensticker* in *Hausmann's* norddeutschen Beitr. 1806. 1 Stck., p. 103. — *Schulz* in *Karsten's* Archiv 1 R. V. 142.

wasser hinweggeführt wurden und 0,43 in der Schlamm- und Fluthtrübe zurückblieben, deren feste Theile wegen zu grosser Feinheit und Armuth nicht weiter mit Vortheil verarbeitet werden konnten.

Diese wichtige Thatsache, welche eine Folge der Beschaffenheit der Arbeit selbst und ihrer Unvollkommenheit war, führte seit 1826 zu einer wesentlichen Verbesserung der Arbeit, wobei man davon ausging, die aufzubereitenden Vorräthe möglichst dem Feinpochen und Verwaschen zu entziehen und durch eine zweckmässige Scheidung, namentlich aber durch Ausdehnung der Setzarbeiten, möglichst viel Bleiglanz in röschem Zustande als Graupen zu extrahiren[1]).

Dabei suchte man einzelne Theile der Aufbereitung möglichst zu verbessern und in einer zweckmässigen Reihenfolge mit einander zu verbinden.

Bei der Scheidung geht man darauf hinaus, so wenig als möglich Klein zur nassen Aufbereitung zu bringen; ferner die Erze nach der vorherrschenden Beschaffenheit der Gangart zu separiren. Je weniger fein eingesprengte Erze man zu behandeln hat, um so vortheilhafter ist eine sorgfältige Scheidung und um so wesentlicher sind gute Separationsmaschinen.

Die dem Nasspochen zu unterwerfenden bessern Erze werden rösch gepocht, und das Austragen geschieht durch die Hinterwand des Pochtroges durch ein $^3/_8$—$^9/_{16}$ zölliges Stängelblech. Aus den auf Separationsrättern in 4 Korngrössen erhaltenen Graupen werden auf Setzmaschinen die reinen Stufferzgraupen ausgezogen und die Abhübe wiederum rösch gepocht durch ein $^3/_{16}$ zölliges Stängelblech, an der kurzen Seite des Pochtroges eingesetzt. Die Korngrösse richtet sich nach der Mächtigkeit der Erztrümmer und der Art der Erzeinsprengung.

Das aus dem Pochtrog Ausgetragene wird in einem Separationsrätter abermals in drei Sorten verwandelt, welche

1) *Ey* über den jetzigen Stand des Aufbereitungswesens auf dem Oberharze, in *Karsten's* Archiv. 2 R. Bd. 10, p. 149. — *de Hennezel* in Ann. d. mines 4 sér. IV. 339. — *Hausmann* gegenwärt. Zustand des Hannov. Oberharzes 1832, p. 146. — *Zimmermanns* Harzgebirge I, 451.

man setzt, und die Rückstände wieder feiner zerkleinert, meist durch Mittelbleche mit 1''' weiten Maschen. Man fährt auf diese Weise fort, ein immer feineres Korn zu erzielen, so lange der Abhub noch schmelzwürdigen Schlieg liefert. Zuletzt gelangt der Rückstand von den Setzmaschinen oder auch so gleich die fein eingesprengten Erze zum Feinpochen durchs Afterblech mit 1/2''' weiten Maschen und dann zum Verwaschen.

Nach Beschaffenheit der Gangarten ist der Erzverlust bei den Wascharbeiten verschieden, und zwar steigt derselbe mit der Schwierigkeit der Trennung, er ist z. B. bei Schwerspath, Zinkblende, Spatheisenstein grösser, als bei Kalkspath und Quarz. Von Einfluss darauf ist auch die Art des Verwachsenseins von Erz und Gangarten. So müssen z. B. die mit Quarz ganz innig verwachsenen Erze von Regenbogen und Ring und Silberschnur sehr vorsichtig aufbereitet werden. Auch muss auf das Verhalten der Gangarten zwischen den Zerkleinerungsapparaten Rücksicht genommen werden, indem die einen leichter rösches, die andern mehr feines Korn geben. Es ist deshalb fehlerhaft, Erze mit wesentlich verschiedenartigen Gangarten zusammen zu verpochen und zu verwaschen, indem Regelmässigkeit und Dauer der Arbeit dadurch alterirt werden und der Erzverlust steigt.

Ein Uebelstand bei dem Röschpochen bleibt, dass ein Theil des Erzes sehr fein wird, obgleich man durch einen starken Wasserstrom und ein rasches Austragen die Wirkung der Zerkleinerung möglichst zu beschränken sucht. Zur Verminderung des dabei unvermeidlichen Metallverlustes wendet man seit 1832 Walzwerke zur Zerkleinerung der Erzwände für Schurerze und Pocherze mit an. Das erste Walzwerk wurde von dem jetzigen Bergrath Jordan im 6. Clausthaler Thalspochwerk erbaut. Vergleichende Versuche[1]) zwischen den Erfolgen beim Walzen und Röschpochen stellte man 1836 in der Dorotheer Erzwäsche an,

---

1) *Ey* in *Karsten's* Arch. 2 R. X, 179 — Bemerkungen dazu von *Rivot*, in dessen „Aufbereitung der silberhaltigen Bleierze“ am Oberharze, deutsch von *Hartmann*. 2. Aufl. 1858. p. 89.

welche zu Gunsten des Walzens ausfielen. Je nachdem die vorherrschende Gangart milde, zähe oder hart ist, stellt sich das Walzen mehr oder weniger günstig.

Dadurch, dass man die früher angewandten Handsetzmaschinen durch Wasserkraft bewegt, hat man bedeutend an Kosten und Zeit gewonnen und der Setzarbeit die grösste Ausdehnung geben können.

Vergleichung des älteren und neueren Verfahrens.

Lässt sich gleich eine zutreffende Vergleichung der Erfolge des seit 1826 verbesserten Verfahrens mit dem früheren nicht unmittelbar anstellen, besonders weil durch das Hinzukommen der Gruben Bergwerkswohlfahrt und Hülfe Gottes das Verhältniss des Metallgehaltes günstiger als früher geworden ist, so haben sich doch als Vortheile beim neuen Verfahren herausgestellt: ein besseres Ausbringen an Silber und Blei, eine Verminderung der Kosten der Wäscharbeiten und des Verlustes dabei, eine stärkere Production und folglich eine Ersparung an Productionskosten; der Ausfall an Stufferzen bei den Gruben ist im Allgemeinen gedeckt und dadurch einem raschen Abbau der Erzmittel zur Bestreitung der Betriebskosten entgegengewirkt; an Aftern gelangen jetzt über 200,000 Cbfss. weniger in die Innerste, als sonst — indem etwa ein Fünftel der früher verpochten Masse jetzt nicht mehr zur Pocharbeit kommt — und die von der Innerste noch fortgeführten Theile sind ungleich ärmer an Blei, also den Thieren weniger schädlich, als die früheren After. Dadurch sind die Beschwerden, besonders an der Innerste im Hildesheimschen, theilweise gehoben [1]).

Nach Lehzen [2]) ergiebt sich bei einer Vergleichung des älteren und neueren Verfahrens, dass dargestellt wurden

	aus Treiben	Röste	aus einem Treiben Erz:		
	Erz.	Schlieg.	Röste Schlieg.	Silber.	Blei.
in 1814 — 1834 jährl. im Durchschnitt . . .	7924	6539	0,82	5 M. 11 Lth.	9,5 Ctn.
in 1845 — 1848 jährl. im Durchschnitt . . .	6922,5	5254,5	0,77	6 „ 9 „	16 „

1) *Meyer*, die Verheerungen der Innerste. 2 Bde.

2) *Lehzen*, Hannovers Staatshaushalt. 1853. Bd. I, p. 129.

Das Ausbringen an Silber und Blei in dieser letzten Periode ergiebt einen Mehrwerth von etwa 40 Thlr. für 1 Treiben und der Minderverlust an Silber und Blei seit Einführung des verbesserten Aufbereitungsverfahrens jährlich etwa 1600 Mark Silber und 5200 Centner Blei, im Geldwerthe von ungefähr 50,000 Thlr.

Nach Jugler[1]) wurden auf 1 Rost Schlieg verbraucht in 1805 an 47 Tonnen Erz im Clausthaler Bezirke, in 1814 an 48⅓ Tonnen, in 1834 nicht völlig 31,7 Tonnen, in 1835 nur 30,5 Tonnen. Von 183⁶/₈ stellte sich das Verhältniss ungünstiger, nämlich auf 34 Tonnen, stieg 1839—1842 wieder auf 38,6 und von 1843—1849 bis auf 52 Tonnen für den Rost, was seinen Grund in dem Nachlassen der früheren reicheren Erzbaue hatte. Von den königlichen Gruben konnte der Ausfall nicht gedeckt werden. Im Zellerfelder Bezirke verringerte sich der Schliegfall gegen die Zeit von 1842 in den neueren Jahren von 52 Tonnen auf fast 60 Tonnen.

Nach Rivot[2]) erhielt man z. B. aus 100 Theilen zur Aufbereitung gelieferten Erzes von Kranich

	Aelteres Verf.	Neueres Verf.
Schlamm- u. Fluthtrübe	33	4
Schlämmkorn	67	23
Graupen	—	73
	100	100

Der Minderverlust an Blei und Silber bei letzterem betrug 5%. Der hieraus erfolgende pecuniäre Vortheil konnte nach Abzug einer Mehrausgabe von 4 Thlr. 9 Ggr. für jedes Treiben oder 210 Ctnr. Pocherz an Arbeitslöhnen auf einen jährlichen Gewinn von 20,000—22,000 Thlr. im Clausthaler und Zellerfelder Bezirke, wo man etwa 4900 Treiben Erz verarbeitet, veranschlagt werden.

---

1) *Jugler*, die Bergwerksverwaltung des Oberharzes seit 1857 etc. Berlin 1854, p. 147.

2) *Rivot*, Aufbereitung der Oberharzer Erze, deutsch von *Hartmann*. 2. Aufl. 1858.

Nach Gillon [1]) bestanden 1000 Theile des aus dem Clausthaler Bezirke zur Hütte gelieferten Erzes in den Jahren

	1825	1856
aus Stufferz vom Scheiden . . .	410	264
„ Stufferz von der Setzarbeit .	200	406
„ Schlieg von der Wäscharbeit	390	330
	1000	1000.

Die grosse Verminderung der beim Scheiden erhaltenen Stufferze ist die Folge des weniger derben Vorkommens der Erze in den Tiefbauen; aber dennoch hat sich durch die verbesserte Aufbereitung, hauptsächlich durch die grössere Ausdehnung der Setzarbeit die Schliegmenge noch etwas vermindert.

Im Gefolge aller dieser günstigen Resultate ist jedoch eine Calamität eingetreten, nämlich eine erforderlich gewordene Vermehrung der Arbeiterzahl von 1116 auf 1672, also um fast 50 pCt. und in Folge dessen eine Mehrausgabe für Löhne von etwa 30,000 Thlr. jährlich (Lehzen). Letztere wird durch die obigen Vortheile, wie bereits angeführt, reichlich aufgewogen, aber die Vermehrung der Arbeiter ist zu einem grossen Uebel geworden. Da dieselben in grösserem Verhältniss beim Pochwerksbetriebe angenommen werden müssen, als sie demnächst zu den Grubenarbeiten übergehen können, so müssen ältere Arbeiter weit länger, als ihren Kräften und ihrem Lebensalter entspricht, bei geringeren Löhnen in den Pochwerken bleiben, statt, wie früher, bei der besser lohnenden Grubenarbeit einzutreten.

Zur Hebung dieses Uebelstandes hat man in neuester Zeit die Auswanderung der älteren Pocharbeiter begünstigt, Scheidhäuser eingerichtet, in denen auch im Winter gearbeitet werden kann, so dass man die Zahl der sonst allein im Sommer dazu verwandten Arbeiter hat etwas verringern können, u. dgl. m.

Das wirksamste Mittel ist jedoch die Ersetzung der Arbeiter durch Maschinen sowohl bei den Pochwerksarbeiten

1) Berg- und Hüttenm. Ztg. 1858, p. 252.

selbst, als beim Transport gewesen und wird es für die Folge noch mehr sein.

Man ist in den neueren Pochwerksanlagen schon dahin gekommen, dass 12—16 Arbeiter dieselbe Erzmenge aufbereiten, als in älteren Pochwerken 60—70 Arbeiter.

Eine derartige Anwendung zweckentsprechender Maschinen statt der Menschenkräfte ist jetzt um so mehr erforderlich, als bei dem schon oben berührten Abnehmen des Metallgehaltes der Erze in den Tiefbauen eine grössere Menge davon verarbeitet werden muss, um dieselbe Metallproduction zu beschaffen, als früher.

Bei dem Abnehmen der Stuff- und Schurerze muss jetzt mehr feingepocht werden, als früher, und man hat deshalb neuerdings die Aufmerksamkeit hauptsächlich auf die Vervollkommnung der Schlämmarbeiten und die Vergrösserung der Leistungen der Maschinen (Trommeln statt Rätter, hohe schmale Walzen statt weniger hoher und breiterer etc.) Bedacht genommen.

Neue Aera der Aufbereitung.

Mit der Anwendung von continuirlich wirkenden und automatischen Maschinen, welche die aufzubereitenden Substanzen leiten, heben, separiren und classificiren, ohne dass Menschenhände dabei mitwirken, ist die Harzer Aufbereitung in eine neue Aera eingetreten. Die erst spät eingeführten, aber immer mehr Anwendung findenden Trommeln läutern und separiren das Grubenklein, rotirende Klaubkästen oder Klaubtische führen die von der Waschtrommel ausgetragenen Klaubknörper den Arbeitern zu, so dass dieselben nicht mehr unter Zeitverlusst mit der Kratze herbeigezogen zu werden brauchen. Continuirliche Setzmaschinen treten unter Umständen an die Stelle der intermittirend wirkenden; kleine Stossherde (Sicherherde, Sichertröge) verdrängen die Schlämmgräben. Die Separation der Mehle und Schlämme in Spitztrichtern, Spitzkästen, Spitzgerennen und Trichterapparaten tritt an die Stelle der alten Mehlführungen, und das Verwaschen der mehr oder weniger feinen Schlämme wird fast ohne Handarbeit durch grosse Stossherde und rotirende Herde bewirkt.

Dazu kommt noch die etagenartige Anordnung der neuen Pochwerke und Wäschen, bei welcher die Vorräthe

sich selbst von Apparat zu Apparat schaffen (3. und 4. Zellerfelder Thalspochwerk, Hülfe Gotteser Pochw.). In den älteren Pochwerken sucht man sich zu diesem Zwecke mit Auftragerädern und Schöpfrädern zu helfen.

Wie später erwähnt, soll im Clausthaler Pochthal statt 10 Pochwerken ein grosses Aufbereitungswerk in 5 Etagen erbaut werden.

Ueber den Stand der Oberharzer Aufbereitung in den Jahren 1850 und 1857 haben resp. Rivot[1]) und Gillon[2]) berichtet, seitdem ist aber schon manches Neue hinzugekommen.

II. Allgemeiner Gang bei der jetzigen Aufbereitung.

Die in der Grube gewonnenen Erze werden nach ihrer Grösse entweder schon in der Grube in Wände, Stücke von 3 Zoll bis 1 Fuss Durchmesser, und in Grubenklein getrennt, oder die Separation beider erfolgt nach gemeinschaftlichem Ausfördern beim Aufstürzen auf der Halde, wo jene weiter wegrollen, als dieses. Nöthigenfalls müssen, wo lokale Verhältnisse einen hohen Haldensturz nicht gestatten, die Wände vom Grubenklein durch besondere Arbeiter ausgehalten werden. Erzsorten.

A. Verarbeitung der Wände. Dieselben werden auf der Halde oder in Scheidhäusern mit 5—6 Pfund schweren Fäusteln zu 3zölligen Pochknörpern und 2zölligen Walzknörpern geschlagen und geschieden in Wände.

a) Stufferz, welches man zur Vermeidung von Verlusten beim Transport erst auf der Hütte feinpocht. Stufferz.

b) Ausschlageknörper oder Scheideerz, von welchem sich noch eine gewisse Quantität Stufferz abschlagen lässt, wird auf der Scheidebank der Scheidhäuser mit Ausschlageknörper.

1) *Rivot*, über die mechanische Aufbereitung der silberhaltigen Bleierze am Oberharze, bearbeitet von *Hartmann*. 2. Aufl. Weimar 1858. — Berg- und Hüttenm. Ztg. 1851, Nr. 35.

2) Berg- und Hüttenm.-Zeit. 1858, p. 251. — *Hertwig* bespricht in seinem Reiseberichte vom Jahre 1855 auch die Harzer Aufbereitung. Siehe: *Freiberger* Jahrbuch für den Berg- und Hüttenmann auf 1858, p. 164. — Mittheilungen der Herren Pochgeschwornen *Wimmer*, *A. Schell* und *v. d. Decken*.

Scheidehämmern von 2—3 Pfd. Gewicht von schmelzwürdigem Stuff befreit und dieser nach der Hütte geschafft. — Das Scheideklein wird auf einem Handrätter trocken durchgerättert; der Durchfall giebt Rätterschlieg und das nicht Hindurchgefallene beim Versetzen Rätterstuff, beide für die Hütte.

Man versieht den Rätter mit um so feineren Sieben, je strenger der Bleiglanz ist, nämlich mit solchen von $\frac{1}{2}$—1''' Maschenweite.

Der Rückstand vom Ausschlagen, welcher noch verschiedene Erzsorten gemengt enthält, wird, wenn hinreichender Vorrath davon vorhanden ist, noch zerschlagen, in Schurerz, Pocherz, Bergerz und Berg sortirt und erstere drei Sorten den beim Ausschlagen gebildeten gleichnamigen Sorten c. d. und e zugetheilt.

Enthält das Erz nur Bleiglanz und leichte Gangarten, wie Kalkspath, Quarz, Thonschiefer, so ist das Ausschlagen und die Scheidung einfach. Kommen aber im Erze Blende und Kupferkies, oder schwere Gangarten, wie Spatheisenstein, Schwefelkies und Schwerspath vor, dann müssen weit mehr Sorten gebildet werden, z. B. derber, kupferkiesiger, blendiger Bleiglanzstuff, Kupferkies- und Blendestuff; bleiisches, bleiischkupfriges, bleiischblendiges Scheide- oder Ausschlageerz, jede Sorte wieder mit leichten oder schweren Gangarten u. dgl. m. Seit Einführung der Accordscheidung spart man an Löhnen und braucht z. B. im Clausthaler Bezirke über 200 Arbeiter weniger, als früher.

Schurerz.

c) Schurerz, ein Gemenge von 25—30% Bleiglanz mit Gangarten in der Weise, das ersterer in Schnüren oder kleinen Massen von hinreichender Grösse vorkommt, welche sich beim Verwalzen oder Röschpochen in Körnern absondern und auf Setzmaschinen ausgezogen werden können. Je nach der Beschaffenheit der Erze können dieselben Sorten, wie unter b vorkommen, von welchen dann jede für sich verarbeitet wird.

Die Schurerze werden durch Walzen oder Röschpochen zu $\frac{3}{8}$zölligem Korn zerkleinert und auf Rättern oder in Trommeln separirt zu $\frac{3}{8}$'', $\frac{3}{16}$'', 1''' und $\frac{1}{2}$''' grossem Korn;

gröbere und feinere Mehle und Schlämme; was Trommel oder Rätter austragen, gelangt durch ein Auftragerad abermals zum Verwalzen oder zum Röschpochen.

Das $^3/_8$—$^1/_{12}$zöllige Korn kommt auf Setzmaschinen, Mehle und Schlämme werden zur Separation in die Grabenführung, in Spitztrichter oder in Spitzkästen geleitet. Der sich zuerst absetzende röschere Vorrath (Schossgerennvorrath) gelangt zum Verwaschen auf Schlämmgräben oder Sicherherde; die Mehle (Untergerennvorrath) und Schlämme werden auf Stossherden und Kehrherden, letztere auch auf rotirenden Herden verwaschen.

In einigen Pochwerken wird das Pochklein in Trommeln mit feinen Maschen separirt und die dabei erfolgenden röschen Körner giebt man in die Setzarbeit, statt auf Schlämmgräben.

Die Verarbeitung der verschiedenen Schurerz-Vorräthe geschieht in folgender Weise: Verarbeitung der Schurerz-Vorräthe.

1) Der bei der Setzarbeit nach dreimaligem Einziehen von frischem Vorrath erhaltene Stuff geht zur Hütte oder wird nochmals verklaubt, wenn schwere Gangarten, wie Schwerspath und Blende, damit noch gemengt sind; die Abhübe, wenn sie aus Schurerz bestehen, werden gewöhnlich gewalzt, wenn aus Poch- und Bergerz, verpocht. Die Walz- und Pochgraupen werden separirt und kommen je nach ihrer Korngrösse wieder zum Setzen oder zum Schlämmen. Das durch die Stäbe des Siebes Hindurchgegangene gelangt ebenfalls zur Separation.

2) Die Schlämmgraben- und Sicherherdarbeit wird mit dem Schossgerennvorrath (Körner von $^1/_2$—1 Lin.) stufenweise auf zwei Systemen, jedes mit 3 Gräben oder Herden, betrieben. Enthalten die Körner viel Schlamm beigemengt, so leitet man den Vorrath wohl, wenn er auf Sicherherden verarbeitet wird, durch ein Spitzgerenne, welches die Schlammtheile absondert und in die Mehlführung schafft. Bei Anwendung von Schlämmgräben findet die Abscheidung des Schlammes nicht vorher, sondern vor der Bearbeitung der Abgänge auf dem Plannenherd im Durchlass statt.

a) Vorrath von Schurerz giebt beim Schlämmen im ersten Graben: zu oberst 3 Zoll am Schussbrett nieder Schusskörner, welche nach einmaligem Schlämmen auf demselben Graben hinreichend angereichert werden können (Körnerschlieg); Obersatz für den zweiten Graben; Mittelsatz, 1 Fuss breit, für den ersten Graben; Untersatz bis zum Loche für den Plannenherd und Lochvorrath für die Setzmaschine. — Zweiter Graben. Das erste Schlämmen liefert Obersatz für denselben Graben; Mittelsatz, 1 Fuss breit, für den ersten Graben, Untersatz für Plannenherd und Lochvorrath zum Setzen. Beim zweiten Schlämmen erfolgen: Obersatz für den dritten Graben, Untersatz und Lochvorrath für den Plannenherd. — Dritter Graben. Man erhält darauf Obersatz vom 1., 2. und 3. Schlämmen in dieselbe Bühne, Untersatz für den Plannenherd; vom 4. und 5. Schlämmen oder Treiben: Obersatz, welcher reinen Schlieg (Grabenschlieg) und zweierlei Schwänzelvorräthe giebt, welche auf dem zweiten System von Herden in der vorhinnigen Weise verschlämmt werden.

b) Beim Verwaschen des Vorrathes von Pocherzen im ersten Graben erhält man 3 Sorten; die erste reichere Sorte, von der Mitte des Grabens bis oben gehend (Obersatz), wird auf dem zweiten Graben, die zweite Sorte, der 1 Fuss breite Mittelsatz, im ersten Graben und die dritte unterste Sorte (Untersatz) auf dem Plannenherd weiter verarbeitet. Während des Schlämmens fliesst ein Theil der mit dem Sande vermengten Schlämme ab und veranlasst eine Separation nach der Korngrösse.

Der zweite Graben giebt drei Abstiche; der obere wird in demselben Apparat verarbeitet und gelangt dann in den dritten Graben; der mittlere Abstich wird auf demselben Graben weiter verarbeitet und der dritte Abstich gelangt auf den Plannenherd.

Der dritte Graben giebt angereicherte Sande, welche durch wiederholtes Schlämmen zu Schlieg gezogen werden; der mittlere Abstich (Schwänzel) gelangt auf das zweite System Schlämmgräben (Schwänzelgräben), die armen unteren Sande vom Schlämmen auf den Plannenherd, vom Treiben zum Schwänzel. Die Arbeit auf den Schwänzel-

herden gleicht der vorigen, nur kommen die ärmsten Körner statt auf den Plannenherd zur Setzarbeit. Der erste Abhub davon wird auf dem Plannenherd verwaschen, ein zweiter giebt Pocherz und ein dritter wird concentrirt.

Die Arbeit auf Sicherherden geschieht ähnlich, wie auf Stossherden. Der Vorrath, welcher sich auf dem obern Drittel absetzt, wird auf einem andern Herd zu gutem Schlieg concentrirt, die untern zwei Drittel werden auf demselben Herd verarbeitet und der Abfall geht auf den Plannenherd.

Die Abgänge von den Schlämmgräben gelangen in den Durchlass mit 2 Abtheilungen, der Vorrath aus der ersten Abtheilung wird ins Abfallgerenne geschlagen und der Vorrath aus der zweiten auf Kehrherden oder Sicherherden verarbeitet. Im Abfallgerenne separiren sich unter Wasserzufluss Körner, welche versetzt werden, während der übrige Vorrath auf den Plannenherd gelangt. Die oberen Plannen, etwa ein Drittel, liefern beim Abwaschen in einem Kasten reinen Schlieg (Grobgewaschen), das Mittlere und Untere wird ebenfalls im 2. und 3. Kasten abgewaschen und liefert einen concentrirten Vorrath, der auf Stossherden oder Schlämmgräben verwaschen wird. Die Abgänge vom Plannenherd (After) werden für die Winterarbeit aufgestürzt.

3) Die Arbeit auf Stossherden mit Untergerennvorrath wird ähnlich wie die auf Sicherherden betrieben, nur gehen die Abfälle auf Kehrherde.

4) Bei der Kehrherdarbeit, welche für Mehle und Schlämme angewandt wird, erfolgen fertige Schliege, Schlämme von verschiedenem Gehalte, welche auf Stoss- oder Kehrherden noch angereichert werden, und Abgänge, welche beim Passiren von Sümpfen ausserhalb der Pochwerke noch Schlämme absetzen, welche abermals auf Kehrherden verwaschen werden.

5) Rotirende Herde arbeiten ähnlich wie die Kehrherde, nur continuirlich, und geben fertige Schliege, unreine Schliege, welche auf einem zweiten rotirenden Herd oder auf Kehrherden concentrirt werden, und Abgänge, wie bei der Kehrherdarbeit.

d) Pocherze mit feinen Schnüren oder eingesprengtem Bleiglanz (etwa nur 8—12 pCt.). Um durch Setzarbeit noch Pocherze.

Stuffkörner ausziehen zu können, werden die Erze entweder feingewalzt oder bei harten Gangarten zu Körnern von $^3/_{16}$ Zoll Dicke und feiner röschgepocht. Die weitere Aufbereitung geschieht wie bei den Schurerzen, nur erhält man beim Setzen weniger Stufferzkörner und ärmere Bergerzabhübe für die Winter- oder Afterarbeit. Man pocht während des Winters arme Sandkörner von der Sommerarbeit fein und verwäscht die Schlämme auf Kehr- oder rotirenden Herden, wozu wenig Wasser erforderlich ist. Die abfliessende Trübe wird nicht weiter gesammelt.

Bergerze.

e) Bergerze mit sehr fein eingesprengten Erztheilen (2—3 pCt. Bleiglanz), welche nur durch Feinpochen und Wascharbeiten ausgezogen werden können. Je nachdem die Erze reicher oder ärmer sind, werden sie durch die kurze Wand des Pochtroges durchs Mittelblech mit 1 Lin. oder durchs Afterblech mit $^1/_2$ Lin. Maschenweite gepocht. Je nach dem specifischen Gewicht der beibrechenden Gangarten lässt man die Pochsohle 2—3 Zoll ansteigen und giebt nach dem Bleiglanzgehalt verschiedene Spurhöhe (Sumpf).

Neuerdings pocht man auch wohl, was mehr fördert, die mit Quarz sehr innig verwachsenen Erze des Zellerfelder Hauptzuges in den Zellerfelder Thalspochwerken bei horizontaler Pochsohle durch die Hinterwand, in welche gewebte Siebe bis zu $^1/_2$ Millimeter Maschenweite eingesetzt sind. Die Trübe geht in die Grabenführung oder in Spitzkästen zur Separation, der Schossgerennvorrath wird auf Schlämmgräben oder Sicherherden, Untergerenn auf Stossund Kehrherden, Schlämme auf Kehr- und rotirenden Herden verarbeitet.

Im 11—13. Clausthaler und im 2. Innerster Pochwerk werden nur Bergerze gepocht.

Grubenklein.

B. Verarbeitung des Grubenkleins. Dasselbe wird von den Halden nach den Pochwerken auf Erzwäschen geschafft, um schlammfreie Klaube- und Setzvorräthe und gleichförmige Setzvorräthe zu erzeugen, sowie auch Körner von Waschmehlen zu trennen. Die Erzwäschen bestehen aus Trommeln oder aus Rättern.

Das aus diesen Apparaten erfolgende gröbere Erz von $1^1/_4$—3 Zoll Stärke wird auf festliegenden, theilweise oder

ganz rotirenden Klaubtischen verklaubt in Stufferz, Schurerz, Pocherz, Bergerz und Berg, und zwar nach der darin enthaltenden vorwaltenden Gangart in blendiges, kiesiges, kalkspäthiges, schwerspäthiges und eisenspäthiges Erz, welche wie die gleichnamigen Sorten von den Wänden weiter behandelt werden. Das Feinere von 5/4, 1, 3/4, 5/8, 3/8, 3/16, 1/12 Zoll Korngrösse kommt auf Setzmaschinen; die feineren Mehle und Schlämme gehen zur Wascharbeit.

Bei dem oben beschriebenen Verfahren der jetzigen Aufbereitung werden hauptsächlich nachstehende Maschinen angewandt: **Aufbereitungsmaschinen.**

1) Zerkleinerungsmaschinen, wohin die Walzwerke und Pochwerke gehören.

a) Walzwerke in Verbindung mit Auftragerad, werden hauptsächlich zur Zerkleinerung der Schurerze mit jedweder Gangart und der Pocherze mit milder Gangart angewandt und geben weniger feine Erztheile, als die Pochwerke. Das erste Walzwerk wurde 1832 vom jetzigen Bergrath Jordan im 6. Thalspochwerk gebaut.[1]) Die Walzen haben meist nur 15 Zoll Durchmesser und das bewegliche Zapfenlager wird mittelst an einem Hebel aufgehängter Gewichte an das unbewegliche Zapfenlager angedrückt. Die Walzwerke unterscheiden sich in den verschiedenen Aufbereitungsanstalten wenig, nur im Bergwerkswohlfahrter Pochwerk sind die Walzen etwas schmäler und höher als sonst. Man wird dieselben für die Folge, z. B. in der projectirten neuen Aufbereitungsanstalt im Clausthaler Thal, zur Erhöhung ihres Effectes schmäler und höher nehmen und das bewegliche Zapfenlager mittelst Stahlfedern an das unbewegliche Lager drücken lassen. Dadurch wird die stossende Bewegung der Maschine möglichst vermieden, man kann die Walzen bei dieser Einrichtung in die Sohle des Wäschengebäudes legen, dadurch eine billigere Fundamentirung herstellen und von allen Puncten her durch Schienenbahnen zum Walzwerk gelangen. Diese Construction hat sich in England, Belgien, Westphalen schon seit längerer Zeit als sehr wirksam bewährt. Walzwerksbetrieb **Walzwerke.**

1) *Ey* in Karsten's Archiv. 2 R. X, 179.

findet z. B. im 1., 6. und 10. Clausthaler, im 3. Polsterthaler, im Bergwerkswohlfahrter, im 1. Hülfe Gotteser, im Bockswieser, im 4. Lautenthaler Pochwerk und in der Dorotheer Erzwäsche statt.

Pochwerke. b) Pochwerke [1]) werden zur allmähligen Zerkleinerung der Erze und Graupen angewendet. Dieselben enthalten gewöhnlich 3 Sätze à 3, neuerdings mehr 4 Stempel, und ihre Construction weicht wenig von einander ab. Von wesentlichem Einfluss auf den Erfolg des Pochens ist Hub, Querschnitt und Gewicht [2]) der Stempel, horizontale oder geneigte Lage der Pochsohle, Maschenweite der Bleche und Stellung derselben über dem Pochtrog (Sumpf), Entfernung, welche die Erze unter den Stempeln durchlaufen müssen, ehe sie aus dem Pochtrog gehen, Entfernung der Pocheisen von den Wänden, die Wassermenge u. s. w. Mit der Feinheit des Kornes wendet man weniger Pochwasser an, die Neigung der Pochsohle steigt, die Stempel sind leichter und haben einen geringeren Hub, die Sumpfhöhe nimmt zu und der Blechstempel liegt näher am Blech, damit die nicht ausgetragenen Körner gleich wieder unter den Stempel zurückfallen.

Beim Röschpochen, wobei die grobzerkleinten Erze rasch der Wirkung der Stempel entzogen werden müssen, damit sie nicht zu fein werden, pocht man durch die Hinterwand bei horizontaler Pochsohle und ohne Sumpf durch Bleche mit verschiedener Maschenweite, durch das Stängelblech von $^3/_8$ — $^1/_8$″ Spaltenweite.

Das Fein- oder Zähepochen geschicht in den älteren Pochwerken bei mehr oder weniger Sumpf und nach dem Blech zu ansteigender Sohle durch Mittel- und Afterbleche in der kurzen Wand, indem man die Erze an der entgegengesetzten kurzen Seite einschürt; bei neueren Pochwerken (Zellerfelder Thalspochwerke) liegen gewebte Siebe bei horizontaler Pochsohle in der Hinterwand mit 5—6″ Sumpf, bei welcher Einrichtung mehr geleistet und weniger in Schlamm gepocht wird. In letzterem Falle haben die

1) *Gillon* in der Berg- und Hüttenm.-Zeit. 1858, p. 322. (Mit Zeichnungen.)

2) *Hertwig* im Freiberger Jahrb. 1858, p. 195.

Pochsätze 4 Stempel und einen veränderten Hub, indem der erste und dritte, dann der zweite und vierte Stempel wirkt, während beim alten Verfahren die drei Stempel nach einander aufschlagen. Bei Blechen in der Hinterwand findet ein leichteres Austragen statt, man erlangt weniger Schlämme und ein gleichmässigeres Korn. Man braucht aber dabei mehr Wasser, als beim Pochen durch die kurze Wand und es werden leicht Körner und Schlämme viel weiter fortgeführt, ehe sie sich absetzen.

Es wurden bei vergleichenden Versuchen mit kleinen und grösseren Stempeln wöchentlich verpocht im 11. Thalspochwerk: 4 Trb. 35 Ton. mit kleinen Stempeln; mit grösseren im 11. Thalsp. 3 Trb. 36$^3/_4$ Ton. und im 12. Thalsp. 4 Trb. 5$^1/_2$ Ton., was pro Stempel à Woche beträgt resp. 32$^1/_2$, 26 und 27$^1/_2$ Tonnen. Ein Stempel zum Erzpochen wiegt durchschnittlich 330 Pfd.

Was die Maschenweite der Siebe betrifft, so hat auf einen Fuss Quadrat das Erzblech 6364, das Mittelblech 8428 und das Afterblech 11,776 Oeffnungen.

Beim Pochen durchs Mittelblech braucht man pro Sec. 0,14 und durchs Afterblech 0,11 Cbfss. Wasser.

Es sind erforderlich

auf ein 6stempeliges Pochwerk mit 14 füss. Wasserrade 180 Cbfss. Wasser = 4$^1/_2$ Pferdekräfte
auf ein 9stempeliges Pochwerk mit 14 füss. Wasserrade 270 Cbfss. Wasser = 6$^3/_4$ „
auf ein 6stempeliges Pochwerk mit 18 füss. Wasserrade 140 Cbfss. Wasser = 4$^1/_2$ „
auf ein 9stempeliges Pochwerk mit 18 füss. Wasserrade 210 Cbfss. Wasser = 6$^3/_4$ „

excl. der Betriebswasser, und mit denselben

auf ein 6stempeliges Pochwerk mit 14 Fuss hohem und 28 Z. br. Pochrad = 360 Cbfss. per Min.
auf ein 9stempeliges Pochwerk mit 14 Fuss hohem und 28 Z. br. Pochrad = 460 „ „ „

2) Separationsmaschinen für röscheren Vorrath, sowie für Mehle und Schlämme.

a) Maschinen zur Separation röscher Vorräthe, als Rätter, Trommeln, Klaubtische und Setzmaschinen.

Rätter. α) Rätter zum Abläutern und Separiren, früher fast allein gebräuchlich, erfordern zur Hebung der todten Masse des Apparates selbst einen bedeutenden Kraftaufwand, die erfolgenden heftigen Stösse beim Niederfallen machen eine starke Construction des Gerüstes nöthig, es springen die Erzstücke bei den Stössen leicht aus dem Kasten heraus, wegen der geringen Oberfläche des Rätters lässt sich nur wenig auf einmal verarbeiten oder die Separation ist unvollständig. Es werden deshalb die Rätter immer mehr und mehr abgeworfen und ersetzt durch

Trommeln. β) Trommeln, sowohl zum Abläutern, als auch zum Separiren. Die erforderliche Wassermenge ist grösser, als bei Rättern, namentlich bei den feineren Vorräthen, damit sich die Siebe nicht verstopfen. Dieselben liegen entweder innerhalb oder ausserhalb des Trommelgestelles. Die Trommeln sind, wie zu Tarnowitz und auf manchen Werken in Rheinpreussen und Belgien, nach dem Principe des Lutterrätters[1]) eingerichtet, die Vorräthe gelangen zuerst auf das gröbste Sieb und zuletzt auf das feinste, wodurch die feinen Siebe mehr geschont werden und eine sehr regelmässige und gleichmässige Separation entsteht, indem sich die zu bearbeitende Masse um so mehr vermindert, je feiner die Siebe werden.

An anderen Orten passiren die Vorräthe zuerst den Theil der Trommel, welcher die feinsten Siebe enthält. Durch das Harzer Verfahren ist man dahin gekommen, dass rösche Körner noch für die Setzmaschine erfolgen, welche früher nur auf Plannenherden und Schlämmgräben verwaschen werden konnten.

Es befinden sich solche Trommelapparate z. B. im 1. und 10. Clausth. Thalsp., im 1. und 3. Polsterth., im Bockswieser, Lautenthaler und Hülfe Gotteser Pochwerk, sowie in der Dorotheer Erzwäsche[2]).

Die Trommeln erfordern eine geringere Triebkraft, gewähren eine vollständigere Separation des Sandes von den Schlämmen und eine vollkommnere Classification der Kör-

---

1) *Rivot*, c. l. p. 110.

2) *Gillon*, Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1858, p. 267 (mit Zeichnungen).

ner, und leisten in derselben Zeit meist mehr, als Rätter; man hat aber bei letzteren die Arbeit mehr in der Gewalt und auch weniger Reparaturen.

1 grosse Waschtrommel und 4 Separationstrommeln erfordern pro Min. 51 Cbfss. Läuterwasser und zur Bewegung sämmtlicher Trommeln 18 Cbfss. Wasser.

Der Trommelapparat im 4. Lautenth. Pochwerk hat $121^{3}/_{4}$ Quadratfuss Oberfläche, während die Rätterwäsche im 3. Lautenth. Pochwerk nur $37^{1}/_{3}$ Quadratfuss Siebfläche hat.

γ) Klaubtische. Dieselben liegen entweder, wie in den meisten Pochwerken, fest oder man führt den Vorrath zur Ersparung an Zeit den Arbeitern durch rotirende Kästen zu (Bergwerkswohlfahrter, Lautenthaler und Andreasberger Pochwerk). Weniger zu empfehlen scheint die neuerdings im Spiegelthaler und Hülfe Gotteser Pochwerk getroffene Einrichtung zu sein, dass der ganze Klaubtisch rotirt. Der Arbeiter wird dabei leicht schwindlig, kann sich nicht anlegen und die Reihenfolge des Ausklaubens wird leicht unterbrochen, indem die ersten Arbeiter von dem frischen Vorrath nach einander das Beste auszuklauben suchen und die letzten das Schlechteste erhalten. Dasselbe bleibt dann liegen und rotirt wieder. Klaubtische

δ) Setzmaschinen, und zwar solche mit beweglichem quadratischen Sieb und mit Setzfass, mit festliegendem Sieb und mit zur Seite oder unter dem Siebe angebrachtem Kolben (hydraulische Setzmaschinen) und continuirlich wirkende Setzmaschinen. Setzmaschinen.

Die hydraulischen Setzmaschinen sind nach den Aranyidkaer Principe zuerst in St. Andreasberg eingeführt [1]). Die geringste Betriebskraft und die wenigsten Betriebswasser erfordern bei gleichmässiger Arbeit die den ursprünglichen Handsetzmaschinen ähnlichen Maschinen, bei welchen ein quadratisches Setzsieb, welches an das Fass eng anschliesst, durch maschinelle Kraft bewegt wird.

---

1) *Karstens* Archiv 1842, p. 797. — *Rittinger* im Berichte über die erste allgemeine Versammlung der Berg- und Hüttenmänner in Wien. Wien 1859, p. 111 und in *Freiberger* Berg- und Hüttenm. Ztg. 1859, p. 287.

Die continuirlich wirkenden Setzmaschinen [1]) sind entweder continuirliche Siebe mit einem Fass, oder mit zur Seite befindlichem Kolben versehen, oder unter einem dreifachen Setzsieb liegt der Kolben.

Es befinden sich z. B. solche Maschinen im Bergwerkswohlfahrter Pochwerk und in der Dorotheer Erzwäsche, im 5. Thalspochwerk mit Spitzkasten und beweglichem Sieb und im 8. Thalspochwerk mit geneigtem Sieb und Kolben daneben. Die Versuche mit solchen Setzmaschinen sind noch nicht abgeschlossen.

b) Maschinen zur Separation von Sanden, Mehlen und Schlämmen. Es gehören hierher die Graben- oder Mehlführung, Spitztrichter, Spitzkästen, Trichterapparate, Spitzgerenne, Durchlass, Abfallgerenne u. a.

Grabenführung.

α) Die Grabenführung besteht aus einem langen Canal mit Abtheilungen, welche Ueberfälle bilden. Die Sande und Schlämme werden durch einen Wasserstrom ins Gerenne geführt und circuliren hier durch die Ueberfälle. Die erste Abtheilung für das röscheste Korn, das Schossgerenne, hat einen gegen den Wasserstrom geneigten Boden, auf welchem man die niedergeschlagene Masse umrührt, um die Fortschlämmung der feineren Theile zu veranlassen. In der zweiten Abtheilung, dem Untergerenne, sammeln sich Mehle an, welche ebenfalls durch Umrühren von den Schlämmen möglichst getrennt werden. Letztere schlagen sich in der eigentlichen Mehlführung (Labyrinth) nieder und bilden sich darin zu compacten Massen, während die Trübe noch durch ausserhalb des Gebäudes liegende Sümpfe geleitet wird.

Diejenigen Schlämme, welche sich in den Sümpfen nicht absetzen, gehen in die Fluth.

Spitzkästen.

β) Spitzkästen [2]) sind in neuerer Zeit mehrfach an die Stelle der Grabenführung getreten. Die Pochtrübe tritt durch ein Gerenne in einen mit Wasser angefüllten

---

1) Berg- und Hüttenm. Ztg. 1853, p. 301, 643, 858; 1854, p. 38; 1858, p. 370. *Rittinger*, c. l., p. 118.

2) Berg- und Hüttenm. Ztg. 1855, p. 145 und 313; 1856, p. 117; 1858, p. 347.

Spitzkasten, wobei sich die feinen Körner zu Boden senken und aus der Spitze der Trichter auf den Waschherd gelangen, während die Mehle und Schlämme noch mehrere, immer grösser werdende Spitzkästen passiren. Die endliche Trübe gelangt in die Fluth, die Absätze in den Spitzkästen auf ihrer Feinheit entsprechende Waschmaschinen.

Bei einer Vergleichung der Separation durch Spitzkästen und Grabenführung ergiebt sich, dass dieselbe in ersteren vollständiger vor sich gehen soll und beim demnächstigen Waschen ein höheres Ausbringen erreicht wird, weil die Mehle und Schlämme mit Wasser vollständig gemengt auf die Herde treten. Bei Gräben, deren Biegungen einer gleichförmigen Separation hinderlich sind, müssen die niedergeschlagenen Schlämme mit der Schaufel ausgeschlagen werden, wobei sie mehr oder weniger trocken werden und dann in Rührwerken wieder mit Wasser zu vereinigen sind, ehe sie auf die Herde kommen. Dadurch entstehen Mehrausgaben an Löhnen, welche die höheren Anlagekosten der Spitzkästen ausgleichen.

Beim Verwaschen der ausgeschlagenen Schlämme gelangen zuweilen kleine vom Rührwerk nicht zertheilte Klümpchen auf den Waschherd und reissen Schlieg mit fort, oder trocken gewordene, mit Luft umhüllte Schliegtheilchen schwimmen auf dem Wasser.

Der Spitzkastenbetrieb hat den Nachtheil, dass die Pochwerksanlagen etagenweise erbaut oder zum Heben der Pochtrübe Schöpfräder, Pumpen etc. vorhanden sein müssen, und die damit in Verbindung stehende Nachtarbeit hat ihre Schattenseiten.

Es befinden sich Spitzkästen im 3. Zellerfelder Thalsp., im 2. Hülfe Gotteser und im Bockswieser Pochwerk.

Einzelne kleine Spitzkästen (Spitztrichter) unmittelbar hinter dem Pochtroge dienen häufig dazu, um das röscheste Korn für Sicherherde oder Schlämmgräben auszuziehen. Spitztrichter

Die grossen Spitzkästen, wie sie ursprünglich von Rittinger erfunden, zuerst in Ungarn, dann auch am Harze angewandt wurden, bedürfen sehr starker Gerüste, bei ihrer Höhe müssen die Vorräthe oft gehoben werden und

machen es zur Verminderung des Druckes und der Geschwindigkeit des Wassers wohl nöthig, dass man den nach der Spitze gegangenen Vorrath wieder durch eine äusserliche Röhre aufsteigen lässt, ehe er auf die Waschherde gelangt.

Trichterapparat.

Zur Verminderung dieser Uebelstände hat man im 4. Zellerfelder Thalspochwerk einen sogenannten Trichterapparat hergestellt, welcher aus 4 Systemen besteht, deren jedes funfzehn kleine communicirende Spitzkästen aus Zinkblech enthält.

Mittelst eines Geschützes lassen sich die einzelnen Reihen der Kästen in und ausser Betrieb setzen. Die Separation ist eine erwünschte, es bleibt aber ein Uebelstand, dass sich die Ausflussöffnungen in den Spitztrichtern öfters verstopfen und dann durch eine besondere Vorrichtung wieder geöffnet werden müssen. Dabei kann die Separation leicht gestört werden.

Spitzgerenne.

Als Hülfsapparate zur Separation dienen die Spitzgerenne[1]) mit 3eckigem Querschnitt und Löchern an gewissen Punkten des spitzen Bodens, durch welche die zu Boden gehenden röscheren Körner sich zuerst absetzen und in Gerenne rollen, während durch die letzten Löcher immer feiner werdende Schlämme gelangen.

Durchlass.

γ) Durchlass und Abfallgerenne dienen bei nicht gut vor sich gegangener Separation zur Ausziehung von Schlämmen aus Sanden, z. B. vor der Schlämmgraben-, Sicherherd- und Plannenherdarbeit.

Der Durchlass ist ein langer, tiefer, mit Scheidewänden versehener Kasten, in welchem der Vorrath unter einem starken Wasserstrom umgerührt wird. Man erhält in der ersten Abtheilung Sand, in der zweiten Abtheilung Mehle und Schlämme. Mit dem Durchlass stehen eigene Sümpfe und auch die allgemeinen Sümpfe in Verbindung.

Das Abfallgerenne ist ein stark geneigter Canal mit Stuffen am Boden, welche einen der allgemeinen Neigung entgegengesetzten Abfall haben. Bei der Durchleitung

---

1) *Wimmer*, in der Berg- und Hüttenm.-Zeit. 1852, p. 642 (mit Zeichnung.)

der Trübe aus der ersten Abtheilung des Durchlasses gehen die Körner zu Boden, während die Sandtheile auf den Plannenherd abfliessen.

3) Schlämm- oder Waschmaschinen. Hierher gehören die Schlämmgräben und Sicherherde für Sande (Schossgerennvorrath); Röschstossherde und Röschkehrherde für Mehle (Untergerennvorrath); Feinstossherde, Feinkehrherde und rotirende Herde für Schlämme.

a) Schlämmgräben. Dieselben weichen in den einzelnen Pochwerken, ausser in der Länge, wenig von einander ab, erfordern im Durchschnitt pro Sec. 0,02 Cbfss. Wasser und werden in neuerer Zeit zur Ersparung an Arbeitern immer mehr ersetzt durch Schlämmgraben.

b) Sicherherde oder Sichertröge. Wo hinlängliche Triebkraft vorhanden ist, zieht man letztere vor. Schlämmgräben ersparen Wasser und bedürfen nicht so vieler Reparaturen, erfordern aber nicht unbedeutende Handarbeit und arbeiten nicht so rasch. Es befinden sich solche Sicherherde z. B. im 1. Clausthaler Thalsp., im ersten Hülfe Gotteser, im 3. und 4. Zellerfelder Thalsp. etc. Sicherherd.

c) Stossherde, weichen hinsichtlich ihrer Grösse von einander ab. Die Stossherde haben bei der Oberharzer Aufbereitung erst in neuerer Zeit eine ausgedehntere Anwendung gefunden. Bei dem verhältnissmässig geringen Arbeitslohn und der früher vorhandenen hinreichenden Arbeiterzahl gab die mühselige, aber von guten Arbeitern ausgeführte Schlämmgrabenarbeit bessere Resultate hinsichtlich des Ausbringens, als die Stossherdarbeit, indem man den letzten Rückständen der Aufbereitung (Aftern) ihren Metallgehalt so weit entzog, dass sie in 1000 Theilen nur 5—9 Theile Blei und 0,007—0,017 Theile Silber enthielten. In neuerer Zeit, wo man aus früher angeführten Gründen auf eine Verringerung der Arbeiterzahl bedacht sein muss, zieht man die Stossherde wegen ihrer grösseren Leistungsfähigkeit vor. Es giebt kaum eine Maschine, welche die Schliege bei gleicher Reinheit schneller und billiger herstellt, und, wenn die Arbeit gut ausgeführt wird, zu den mindesten Verlusten Veranlassung giebt. Stossherd.

Mittelst einfacher Vorrichtungen giebt man ihnen, der Beschaffenheit des Erzes entsprechend, ein verschiedenes Ansteigen und stärkere oder schwächere Stösse.

Es sind unter Anderem Stossherde in Anwendung im 1. Clausthaler und im 3. und 4. Zellerfelder Thalspochwerk, in der Dorotheer Erzwäsche und im 1. und 2. Hülfe Gotteser Pochwerk, theilweise mit festliegendem Prellstock, theilweise mit elastischer Feder.

Plannenherde

d) Plannenherde, können in der Länge und der Neigung variiren und dienen dazu, die gröberen metallischen Körner aus der schlammigen Trübe des Sichertroges, des Schlämmgrabens und des Stossherdes zu sammeln. Während die mit Sicherherden und Schlämmgräben verbundenen Plannenherde noch mit Durchlass und Abfallgerenne versehen sind, ist der zu Stossherden gehörige Plannenherd einfach. Ein Plannenherd erfordert ohne Durchlass 0,30, ein Durchlass dazu 0,048 Cbfss. Wasser pro Sec.

Kehrherde.

e) Kehrherde weichen in der Länge und Neigung von einander ab. Während dieselben gewöhnlich 24 Fuss Länge haben, giebt man ihnen, z. B. bei blendiger Gangart (Lautenthal) 30–31 Fuss Länge mit nur 3/4 Zoll Neigung auf den Fuss. Bei blendigen Schliegen hat der Herd 3 Latzen, sonst nur 2. Ein Kehrherd braucht 0,027 Cbfss. Schlämmwasser pro Sec.

Rotirende Kehrherde.

f) Rotirende Kehrherde[1]), welche seit 1853 beim Verwaschen von Schlämmen zuerst auf dem Oberharze an die Stelle der Kehrherde getreten sind und diese Arbeit continuirlich und fast ohne Menschenhände verrichten. Von dem englischen Roundbuddle[2]) entlehnt, hat der rotirende Kehrherd dessen Schattenseiten nicht. Die Herde sind entweder einfach (6. Clausthaler Thalsp., 1. Hülfe Gotteser P.) oder zur noch weiteren Fortsetzung der Continuität der Arbeit da, wo es der Raum gestattet, zwei Herde unter einander gebaut (2. Clausthaler Thalsp., 3. Polsterthaler P., 4. Zellerfelder Thalsp., Lautenth. P.)

---

1) Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1853, Nr. 18; 1854, Nr. 1; 1858, Nr. 49. (Mit Zeichnungen.) Bergwerksfr. XV., Nr. 18. *Hertwig* im *Freiberger* Jahrb. 1858, p. 207.

2) *Tunners*, Berg- u. Hüttenm. Jahrb. 1853, Nr. 18.

Es lassen sich auf diesen Maschinen nicht blosse leichte Gangarten (Polsterthal) abscheiden, sondern auch, wie z. B. zu Lautenthal[1]), Bleiglanz, Blende, Kalkspath, Quarz etc. trennen, in den Gründnerschen Pochwerken Schwerspath. Bei schweren Gangarten hat es sich als vortheilhafter erwiesen, die Läuterwasser zu verstärken (Grund), als den Herd steiler zu machen. 5° Fallen ist in den meisten Fällen zweckentsprechend. Die Drehungsgeschwindigkeit, nach der Beschaffenheit der Schlämme verschieden, kann bei leichten, nicht lettigen Gangarten grösser sein, als bei schweren und lettigen, sie kann aber auch mit dem Reichthum der Schlämme, so wie mit dem Grade der Feinheit derselben zunehmen.

Von den verschiedenen versuchten Vorrichtungen, die Oberfläche der zu verwaschenden Schlämme zu erneuern, als Besen, Bürsten und Kisten, haben sich Bürsten mit langen Haaren am zweckmässigsten erwiesen. Bei leichten Gangarten (Clausthaler Thal, Polsterthal) genügt zum Abläutern eine langhaarige Bürste, bei schwereren Gangarten (Grund, Lautenthal) bedarf es mehrerer solcher Bürsten oder Kisten. Zum Abfegen des Schlieges sind steife Bürsten den versuchten Waschröhren (Polsterthal) vorzuziehen, indem sich letztere zu leicht verstopfen.

Gleichzeitig ausgeführte vergleichende Versuche mit 1 rotirenden und 3 gewöhnlichen Kehrherden in Beziehung auf die Menge der zu verwaschenden Schliege und ihres Metallgehaltes fielen zu Gunsten der rotirenden Herde aus[2]).

Die rotirenden Herde im 4. Polsterth. Pochwerke brauchen pro Stunde 1560 Cbfss. Aufschlagewasser, 32,5 Cbfss. Treibwasser, 130 Cbfss. Abläuterwasser und 39 Cbfss. Schliegwasser.

Die im Vorstehenden angegebene Aufbereitungsmethode ist die für quarzige und kalkspäthige Erze übliche. Die mit Quarz sehr innig verwachsenen Bleiglanze vom Zellerfelder Hauptzuge (Ring und Silberschnur, Regenbogen)

Einfluss der Gangarten.

1) Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1858, p. 402 (mit Zeichnungen).

2) Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1858, p. 402. — Bergwerksfr. XV Nr. 18.

müssen sehr feingepocht und beim Schlämmen auf den Kehrherden sehr sorgsam behandelt werden. Bei eisenspäthigen Erzen reichert man Stufferze und Schliege nicht zu weit an, sondern lässt den Eisenspath absichtlich darin, weil er beim Schmelzen förderlichist. Schwerspäthige Erze werden mehr der Handscheidung unterworfen, um den Schwerspath auf trockenem Wege möglich abzuscheiden; blendige Erze desgleichen und ausserdem werden die Schlämmarbeiten dabei sehr subtil geführt; kupferkiesiger Bleiglanz erfordert eine sehr sorgfältige Arbeit und öftere Wiederholung der Schlämmarbeiten.

Wie aus Vorstehendem hervorgeht, so bleiben die Grundsätze bei der Aufbereitung bei verschiedenen Gangarten dieselben, nur üben letztere einen Einfluss aus auf den Grad, bis zu welchem die Arbeit geführt werden muss, auf den Metallgehalt der Producte und das Verhältniss des Metallverlustes.

Erzielte Schliegsorten.

Aus der Aufbereitung gehen nachstehende schmelzwürdigen Erze und Schliege hervor:

Stufferze, welche auf der Hütte trocken gepocht und durch Rätter mit $^3/_{16}$ Z. Maschenweite gelassen werden.

Rätterschlieg und Rätterstuff von dem beim Ausschlagen auf der Scheidebank erfolgenden Scheideklein.

Setzgraupen von den Setzmaschinen.

Setzschlieg, das durchs Setzsieb Hindurchgegangene und auf dem Schlämmgraben rein Gewaschene.

Grabenschlieg vom Sicherherd und Schlämmgraben, erzeugt bei der Verarbeitung aller gepochten Sandvorräthe von $^1/_{12}$ Zoll abwärts bis zu Mehl.

Schwänzelschlieg, beim Reintreiben des Grabenschlieges auf Schlämmgräben oder Sicherherden als unterer Theil erhalten.

Grobgewaschen, Schlieg von den Abgängen des Schlämmgrabens, durch Verwaschen auf dem Plannenherd erzielt.

Untergerenn, der aus dem Mehlvorrath des Untergerennes auf Stoss- und Kehrherden gewonnene Schlieg.

Schlammschlieg, aus den Schlämmen der Mehlführung auf Kehrherden und rotirenden Herden erfolgt.

Gerennschlammschlieg aus dem letzten Kasten der Schliegführung neben den Kehrherden.

Afterschliege von den ärmeren Abgängen, sowie von den ärmsten Abhüben der Setzarbeit. Das im Sommer aufgesammelte Haufwerk wird im Winter bei 5—8 Z. Sumpf zähe gepocht, woraus die Afterschliege als Schwänzel, Grobgewaschen, Untergerenn, Schlamm- und Gerennschlamm erfolgen. Sowohl After als Schlamm aus den Sümpfen vor den Pochwerken wird zum Besten und auf Kosten der Knappschaft im Winter verarbeitet.

In den Schlammwäschen wird diese Arbeit mit den armen Abgangsschlämmen der Pochwerke fortwährend ausgeführt.

Die Vertheilung der von den Gruben gelieferten Erze an die einzelnen Pochwerke geschieht alljährlich, und zwar kommen dabei in Rücksicht: die Lage der Pochwerke zu den Gruben, die Gangart der Erze, die vorhandene Wasserkraft und der Zustand der Maschinen in den Pochwerken u. A. Vertheilung der Erze in die einzelnen Pochwerke.

(Die Anlage I enthält einen Stammbaum von der Oberharzer Aufbereitung.)

III. Aufbereitungsmethoden in den einzelnen Pochwerken.

In den einzelnen Aufbereitungswerkstätten kommen nachstehende Arbeiten vor:

A. Clausthaler Bezirk.

I. Thalrevier mit den Anstalten auf dem Rosenhöfer Zuge, im Clausthaler Pochthale und auf Clausthaler Silberhütte.

1) Erstes Thalspochwerk. Dasselbe verarbeitet Schurerze von Alten Segen, Rosenhof, Dorothea, Bergmannstrost und Kranich; selten Pocherze. 1. Thalsp.

Die Erze werden gewalzt, in 3 Trommeln separirt in $^3/_8$, $^1/_3$, $^1/_6$, $^1/_{12}$, $^1/_{24}$zölliges Korn, Untergerenn und Schlamm.

a) Das $^3/_8$ — $^1/_{12}$Zöllige kommt auf Setzmaschinen, wobei Stufferz, Schurerz und Pocherz abgehoben werden.

Das Stufferz kommt zur Hütte; Schurerz wird nochmals zu $^3/_{16}$ Z. gewalzt, wieder gesetzt und die Abhübe gepocht; Pocherz wird durchs Mittelblech gepocht, der erfolgende Schossgerennvorrath auf Sicherherden verarbeitet, wobei unreiner Grabenschlieg erfolgt. Dieser wird auf Schlämmgräben angereichert. Die Abgänge vom Sicherherd gehen auf den Plannenherd.

b) Untergerenn und Mehle geben Material für den Stossherd, wobei Untergerennschlieg und Abgänge für den Kehrherd erfolgen; die Schlämme werden auf Kehrherden verwaschen.

1 Walzwerk, 1 Pochwerk mit 9 Stempeln, 6 Setzmåschinen (2 mit beweglichem und 4 mit unbeweglichem Sieb), 2 Schlämmgräben, 1 Plannenherd mit 2 Abfallgerennen, 7 Kehrherde.

2. Thalsp. 2) Zweites Thalspochwerk, verarbeitet Grubenklein und geschlagene Knörper (Pocherze und im Herbst Bergerze) von Kranich, Dorothea, Bergmannstrost.

a) Grubenklein, wird gewaschen, gerättert und verklaubt in Stufferz, Ausschlageknörper, Pocherz, Bergerz, reinen Berg, Kalkspath (zum Stubensand), blendigen Bleiglanz (Kranich), kiesigen Bleiglanz (Kranich), reinen Kiesstuff (Kranich), kiesiges Pocherz ohne Bleiglanz und Schwefelkies (Kranich).

α) Das Stufferz kommt zur Hütte.

β) Die Ausschlageknörper werden auf der Scheidebank in Stufferz, Schurerz, Pocherz, Bergerz und Berg geschieden. Das Stufferz geht zur Hütte; das wenige hier vorkommende Schurerz wird mit den Pocherzen rösch gepocht, in Rättern separirt, das Röschere gesetzt, das Feinere auf Schlämmgräben verwaschen und der Abgang auf Aftersetzmaschinen gesetzt;

γ) Pocherz wird wie eben angegeben verarbeitet.

δ) vom Bergerz wird, so weit es vortheilhaft ist, der Berg mittelst Scheidehämmern getrennt, das Uebrigbleibende durchs Afterblech gepocht, der Schossgerennvorrath geht auf Schlämmgräben, der Abgang auf den Plannenherd, Untergerenn und Mehle (Sümpfel) auf Kehrherde, die Schlämme auf rotirende Herde.

ε) Der blendige Bleiglanz wird ins 1., der kiesige Bleiglanz ins 10., Kies-Pocherz ohne Bleiglanz ins 9. Thalspochwerk, Kiesstuff nach Altenau geschafft und Schwefelkies zu etwaiger demnächstiger Verwendung aufbewahrt.

b) Geschlagene Knörper von der Halde (Pocherz und Bergerz) werden wie die gleichnamigen Erze unter a verarbeitet.

1 Pochwerk mit 9 Stempeln, 3 Rätter, 8 Setzmaschinen, 6 Schlämmgräben, 1 Plannenherd, 3 Kehrherde, 2 rotirende Herde.

3) Drittes Thalspochwerk, verarbeitet blendiges Grubenklein aus dem Rosenhöfer Tiefbau, und wenn nöthig, etwas blendiges Pocherz derselben Grube. 3. Thalsp.

Das Grubenklein wird auf 2 Rättern gewaschen; das durch dieselbe fallende rösche, mittlere und feine Korn wird gesetzt; das Gröbere verklaubt in Blendescheiderz, bleiisches Pocherz, Bergerz und Ausschlagestuff.

Das Blendescheiderz kommt auf die Scheidbank; der davon erfolgende Blendestuff wird an Zinkhütten verkauft, das Uebrige rösch gepocht, separirt, gesetzt, das Feinere kommt auf Schlämmgräben, Kehrherde etc. Die Kehrherde haben behuf Separation der Blende 3 Latzen. Der Ausschlagestuff wird rösch gepocht durch die Hinterwand, separirt, gesetzt etc.

Das Pocherz pocht man durchs Mittelblech, der erfolgende Schossgerennvorrath kommt auf Schlämmgräben (die Abfälle davon auf Aftersetzmaschinen, das übrige Arme auf den Plannenherd), Untergerenn auf den Schossgerenngraben, Mehle und Schlämme auf Kehrherde.

1 Pochwerk mit 6 Stempeln, 3 Rätter, 8 Setzmaschinen, 3 Schlämmgräben, 1 Plannenherd, 5 Kehrherde.

4) Erste Thalsschlammwäsche. Die ärmsten Abfälle von Kehrherden und Schlammaftern aus dem 1—5. Thalspochwerk werden auf 4 Kehrherden verwaschen, wobei Schlammschliege und Fluthabgänge erfolgen. 1. Thalswäsche.

5) Viertes Thalspochwerk. Verarbeitet Grubenklein von Dorothea, Bergmannstrost, Kranich und Rosenhof. 4. Thalsp.

Dasselbe wird gewaschen und durch Rätter separirt in Stufferz, Ausschlagerz, Pocherz, Bergerz und Berg.

Das Stufferz geht zur Hütte. Das Ausschlageerz wird

auf der Scheidbank in Stufferz und Schurerz getrennt. Letzteres pocht man rösch, separirt in Rättern und setzt, wobei Stuff, Schurerz- und Bergerzabhübe erfolgen.

Das Pocherz wird rösch gepocht und wie das Schurerz behandelt, nur geben die Abhübe beim Setzen Bergerz und Pocherz, während beim Setzen der Schurerze kein Bergerz gewonnen wird.

Das Bergerz wird mit dem Hammer möglichst vom Berg befreit, dann feingepocht und wie gewöhnlich auf Schlämmgräben, Plannenherden und Kehrherden verwaschen.

1 Wäsche mit 2 Rättern, 1 Pochwerk mit 9 Stempeln, 1 Separationsrätter, 6 Setzmaschinen mit 2 Aftersetzmaschinen, 5 Schlämmgräben, 1 Plannenherd, 7 Kehrherde.

5. Thalsp. 6) Fünftes Thalspochwerk. Grubenklein von Alten- und Silbersegen wird wie das Grubenklein im 4. Thalspochwerk behandelt.

Silbers. Scheidhaus. 7) Silbersegner Scheidhaus, worin Erze von Silbersegen und Charlotte geschieden werden. Die Erze vom Silbersegen separirt man in Stufferz, Fahlerz mit Bleiglanz, Schurerz, Pocherz, Bergerz, Schwerspath. Stufferz und Fahlerz kommen nach der Hütte, wo sie trocken gepocht werden, die übrigen Sorten werden im 1. und 3. Innerstpochwerk aufbereitet.

Die Charlotter Erze zerfallen in Kiesstufferz (nach Altenauer Hütte), Schurerz, Pocherz, Bergerz, eisenkiesigen Stuff (sämmtlich nach dem 9. Thalspochwerk) und Selenquecksilber (an die Mineralien-Niederlage der Bergschule).

H. Georg Wilh. Scheidhaus. 8) Herzog Georg Wilhelmer Scheidhaus für die Erze der Grube gleichen Namens. Dieselben separirt man in ordinairen Bleiglanzstuff, kiesigen Stuff, ordin. und kies. Pocherz, Bergerz, Blende mit Bleiglanz (Material fürs 7., 8. und 10. Thalspochwerk) und Kalkspath zu Stubensand.

Eleonorer Scheidhaus. 9) Eleonorer Scheidhaus für Erze der Grube Eleonore, welche wie die vorigen geschieden werden.

6. Thalsp. 10) Sechstes Thalspochwerk, verarbeitet Schurerz, Pocherz und Bergerz von Alten- und Silbersegen. Das Schurerz wird verwalzt, separirt, gesetzt etc.; das Pocherz

rösch gepocht durch ein $^{3}/_{8}$zölliges Blech, der Vorrath gesetzt etc. Bergerz pocht man durchs Afterblech und verwäscht den Vorrath wie gewöhnlich.

1 Walzwerk, 1 Pochwerk mit 6 Stempeln, 6 Setzmaschinen, 3 Schlämmgräben, 1 Plannenherd, 2 Kehrherde, 1 rotirender Herd.

11) Siebentes Thalspochwerk für Grubenklein von Herzog Georg Wilhelm und Bergmannstrost, wird wie im 4. Thalspochwerk verarbeitet. 7. Thalsp.

1 Wäsche, 8 Setzmaschinen, 3 Schlämmgräben, 5 Kehrherde, 1 Plannenherd, 1 Pochwerk mit 9 Stempeln.

12) Achtes Thalspochwerk, es werden darin dieselben Erze, wie im vorigen Pochwerk, verarbeitet, nur hat dasselbe 6 Stempel. 8. Thlsp.

13) Neuntes Thalspochwerk, verarbeitet Kupferkies von Charlotte als Grubenklein. 9. Thalsp.

Dasselbe wird gewaschen und auf 2 Rättern separirt in Stufferz, Kiesausschlageerz, Schwefelkiesausschlageerz, Schurerz, Pocherz, Bergerz, Berg, Kalkspath, Selenquecksilber.

Das Stufferz kommt nach Altenauer Silberhütte.

Kiesausschlagerz giebt auf der Scheidebank Stuff, Schurerz, Pocherz, Bergerz, Kalkspath, Selenquecksilber, wie bei der Erzwäsche, und Scheideklein, welches auf dem Separationsrätter separirt und versetzt wird.

Schwefelkiesausschlagerz giebt auf der Scheidbank armen Kupferkiesstuff, reinen Schwefelkies, dann Schurerz, Pocherz, Bergerz und Kalkspath, wie bei der Erzwäsche.

Schurerz wird durch ein $^{1}/_{2}$zölliges Stängelblech rösch gepocht, das Rösche gesetzt, das Schlämmkorn den Schlämmgräben übergeben, Untergerenn und Schlämme den Kehrherden.

Pocherz wird wie Schurerz behandelt. Bergerz wird im Winter zähegepocht und verwaschen.

Kalkspath wird feingepocht, aus dem Schossgerennvorrath der Kies auf Schlämmgräben ausgezogen, und der Abgang als Stubensand benutzt. Mehle und Schlämme gehen auf Kehrherde.

Die Aufbereitung der kupferkiesigen Erze unterschei-

det sich von der des Bleiglanzes durch sorgfältigere Scheidung, sowie vorsichtigere und mehr wiederholte Arbeiten mit den Abgängen.

1 Pochwerk mit 6 Stempeln, 1 Wäsche mit 2 Rättern, 6 Setzmaschinen für Graupen und 2 für After, 1 Separationsrätter, 3 Schlämmgräben, 1 Plannenherd und 4 Kehrherde.

10. Thalsp. 14) Zehntes Thalspochwerk, verarbeitet bleiglanzige und kiesige Schur- und Pocherze von Herzog Georg Wilhelm, Bergmannstrost und Eleonore.

Die Schurerze und Pocherze werden gewalzt, separirt, gesetzt (wobei Stuffgraupen, Schurerz und Pocherz erfolgen) etc.

1 Walzwerk, 1 Pochwerk mit 9 Stempeln, 8 Setzmaschinen, 6 Schlämmgräben, 1 Plannenherd, 8 Kehrherde.

11. 12. 13. Thalsp. 15) Elftes, zwölftes und dreizehntes Thalspochwerk, in denen nur Bergerze von Kranich, Herzog Georg Wilhelm und Eleonore verarbeitet werden. Die Erze werden durchs Afterblech gepocht, der Schossgerennvorrath geht auf Abfallgerenne, der darin angereicherte Vorrath auf Schlämmgräben, Mehle auf Kehrherde.

Das elfte Pochwerk enthält 1 Pochwerk mit 6 Stempeln, 3 Schlämmgräben, 1 Abfallgerenne, 1 Plannenherd, 5 Kehrherde; das zwölfte: 1 Pochsatz mit 6 Stempeln, 3 Schlämmgräben, 1 Abfallgerenne, 1 Plannenherd und 5 Kehrherde; das dreizehnte Pochwerk gleicht dem zwölften.

2. Thalsw. 16) Zweite Schlammwäsche, in welcher der Schlamm aus den Sümpfen des 6—13. Pochwerks auf 8 Kehrherden verwaschen wird.

Neuer Pochwerksbauplan. Es ist Plan, für 10 Pochwerke im Clausthaler Thale ein grosses Aufbereitungswerk mit 5 terassenförmig unter einander liegenden Etagen in der Nähe des 6—9. Thalspochwerkes bei einem Gefälle von 112 Fuss zu erbauen. Auf der ersten Etage soll das Grubenklein in grossen Trommelapparaten verwaschen werden und die Abgänge will man des Nachts zur Benutzung des Wassers theilweise verpochen. Die zweite Etage erhält ein Röschwalzwerk mit 9 Z. breiten und 27zölligen Walzen, Separationstrommelapparat, Setzmaschinen und ein Pochzeug zum Verpo-

chen der Setzabhübe während der Nacht. In die dritte Etage kommt ein ähnliches Walzwerk zum Feinwalzen mit Separationstrommeln und Setzmaschinen. Die vierte Etage erhält ein Pochwerk zum Feinpochen und die fünfte einen Spitzkastenapparat mit den erforderlichen Stoss-, Kehr- und rotirenden Herden.

17) Stuffpochwerk auf Clausthaler Hütte. Clausth. Stuffpochw.
Der Stuff wird unter 6 Stempeln trocken gepocht, und dabei mit soviel Wasser gesprengt, dass es nicht zu stark stäubt. Das Zerkleinte wirft man durch einen Rätter mit $^2/_{16}$—$^3/_{16}$zölligen Siebmaschen. Das Durchfallende kommt als trockner Schlieg zur Hütte, das vom Rätter Rollende abermals zum Pochen.

18) Krätzpochwerk auf Clausthaler Silberhütte. Clausth. Krätzpchw.
Man separirt die aus der Hütte ins Pochwerk gelieferten Abfälle in Herdmergel und Schur von den Treib- und Schmelzöfen. Beide Haufwerke werden auf gleiche Weise, aber separirt verarbeitet und zunächst auf einer Wäsche mit 2 Rättern verwaschen. Dabei erfolgen:

1) Klauberz, über $^3/_4$zöllig, welches verklaubt wird in

a) Ofenbruch, wird an die Hütte abgegeben.

b) Herd, desgl.

c) Unreine Barnsteinstücke. Dieselben werden durch ein $^3/_8$zölliges Blech gepocht und gesetzt; der Abhub vom Setzen kommt nach dem Verpochen durchs Mittelblech auf Schlämmgräben. Der untere Theil aus den Schlämmgräben wird nochmals gesetzt und der Abhub zur Afterarbeit gegeben.

d) reine Barnsteinstücke, Holzgenist, Mörtel etc., werden abgesetzt.

2) $^3/_4$ — $^3/_{16}$zölliges Korn, wird gesetzt, die Abzüge kommen nach dem Verpochen auf Schlämmgräben, die untere Hälfte aus denselben wird nochmals gesetzt und der Abhub davon an die Afterarbeit abgegeben.

2) Schlämmkorn, zum Verwaschen auf Schlämmgräben, die untere Hälfte aus denselben zum Setzen, nachdem in einem Durchlass der Schlamm ausgezogen ist. Die Abzüge vom Setzen werden durchs Afterblech gepocht. Der dabei erfolgende röschere Vorrath wird auf Schlämmgräben ver-

waschen, die zweite Hälfte aus denselben geht, zur Ausziehung des Schlammes, durch einen Durchlass, von da über einen Plannenherd in die Fluth. Den feinern Vorrath verwäscht man auf Kehrherden.

Als fertige Producte werden an die Hütte abgegeben: Ofenbruch, Herd, $^3/_4$ — $^3/_{16}$ zöllige Graupen, Schlieg von den Gräben und den Herden, Gerennschlieg aus den Gerennen der Schliegkästen.

1 Wäsche mit 2 Rättern, 1 Pochwerk mit 6 Stempeln, 4 Setzmaschinen mit beweglichem Sieb, 3 Schlämmgräben, 1 Plannenherd, 4 Kehrherde.

Innerste u. Polsterthal.

II. Innerster und Polsterthaler Revier, mit den Pochwerken auf Bergwerkswohlfahrt, an der Innerste, auf dem Burgstädter Zuge, im Polsterthal und auf Altenauer Silberhütte.

Bergwerkswohlfahrter Pochwerk.

1) Bergwerkswohlfahrter Pochwerk [1]). Dasselbe verarbeitet den grössten Theil der Bergwerkswohlfahrter Erze, ein geringerer Theil davon wird in den Innerste Pochwerken und im Wildemänner Pochwerk aufbereitet. Das Grubenklein kommt zur Erzwäsche. Die Wände werden zunächst auf der Halde geschieden.

A. Die Wände, in schwarze thonschiefrige und in weisse schwerspäthige sortirt, werden zu $2^1/_2$ zölligen Knörpern geschlagen und aus denselben folgende Sorten gemacht:

1) Reicher, armer und kiesiger Stuff, nach der Hütte.

2) Ausschlagerz, von welchem auf der Scheidbank erfolgen:

a) Stufferz, nach der Hütte.

b) Thonschiefriges und schwerspäthiges Schurerz, zum Verwalzen.

c) Desgl. Pocherz, zum Verwalzen.

d) Desgl. Bergerz, zum Feinpochen durchs Afterblech.

e) kiesiges Schur-, Poch- und Bergerz, welche wie b, c, u. d behandelt werden.

f) Fahlerz, welches man einer besonderen Handscheidung übergiebt, wobei reicher, mittelreicher und armer

---

1) *Rivot* c. l. p. 161 (Beschreibung der Einrichtung im Jahr 1852.)

Fahlerzstuff (nach der Hütte) und alle Erzsorten erfolgen können, wie bei A.

g) Abschlag, zur Handscheidung, wobei man möglichst den Schwerspath abschlägt und die Sorten, wie bei A. erhält.

3) Abschlag, zur Handscheidung, wie A. 2. g.

4) Thonschiefriges und schwerspäthiges Schurerz; wird gewalzt und in Trommeln sortirt zu $^1/_2$, $^3/_8$ und $^3/_{16}$ zöllig, 2 Millimeter, $^1/_2$ Millimeter, Rösch-Untergerenn, Fein-Untergerenn und Schlamm.

a) $^1/_2$—$^3/_{16}$ zölliges wird gesetzt in hydraulischen Setzmaschinen mit beweglichem Sieb, wobei erfolgen: Bergerz zum Feinpochen durchs Afterblech; Pocherz zum Feinpochen durchs Mittelblech; Schurerz vom $^1/_2$—$^3/_8$" zum Feinwalzen und vom $^3/_{16}$" zum Pochen durchs Mittelblech; Nachsetzvorrath zum Nachsetzen; armer und reicher Stuff, welcher beim $^1/_2$ und $^3/_8$ zölligen zur Entfernung des Schwerspaths noch verklaubt wird, wobei neben Stuff noch Schur-, Poch- und Bergerz erfolgen.

b) 2 Millimetervorrath, wird in Aftersetzmaschinen gesetzt, wobei erfolgen: After zum Feinpochen durchs Afterblech; schuriger After desgl., Stuff nach der Hütte.

c) 1 Millimetervorrath, kommt auf Schlämmgräben, der Abgang davon auf die Aftersetzmaschine.

d) $^1/_2$ Millimetervorrath auf den Plannenherd.

e) Rösches und feines Untergerenn, geben jedes für sich Material für den Stossherd, die Abgänge für den Kehrherd.

f) Schlamm auf Kehrherde.

5) Thonschiefriges und schwerspäthiges Pocherz, wird wie Schurerz behandelt.

6) Thonschiefriges und schwerspäthiges Bergerz, zum Feinpochen durchs Afterblech; der Schossgerennvorrath geht auf Schlämmgräben, das Untergerenn auf Stossherde, desgl. Sümpfel, Halbgerenn, Zähgerenn und Sumpfschlamm auf Kehrherde.

7) Kiesiges Erz, wird mit dem Fäustel geschlagen in kiesiges Stuff-, Schur-, Poch- und Bergerz und Berg, welche ersteren wie die nicht kiesigen Vorräthe gleichen Namens behandelt werden.

B. Das Grubenklein wird auf einer Trommelwäsche gewaschen und separirt in:

1) Klaubgut, was aus der Erztrommel ausgetragen wird und nicht durch den mit rotirenden Kästen versehenen, festliegenden Klaubtisch mit $^{3}/_{4}$ zölligen Gattern hindurchgeht wird zu denselben Sorten, wie die Wände verklaubt.

2) Das durch das Gatter des Klaubtisches Durchfallende kommt auf die Röschsetzmaschine, wo armer und reicher Klaubstuff, Poch- und Bergerz erfolgen, welche letzteren beiden auch noch durch Klauben von Schwerspath befreit werden.

3) 1 und $^{3}/_{4}$ zölliges und darunter von der Separation in der Erztrommel. Das 1 zöllige geht auf Röschsetzmaschinen, das $^{3}/_{4}$zöllige und darunter gelangt in eine zweite Trommel mit $^{3}/_{8}$zölligem eisernen Handgeflecht. Das dabei Ausgetragene geht auf Setzmaschinen, das Feinere in eine dritte Trommel, mit $^{3}/_{16}$ zölligem eisernen Handgeflecht belegt. Das davon Ausgetragene wird gesetzt, das Feinere tritt in eine vierte Trommel, zur Hälfte mit $^{1}/_{2}$, zur andern Hälfte mit 2 Mill. Gewebe versehen. Das Ausgetragene wird gesetzt, das durch 2 Mill. Gewebe Hindurchgehende kommt auf Aftersetzmaschinen, das durch $^{1}/_{2}$ Mill. Gewebe Ausgetragene wird auf Schlämmgräben verwaschen; rösches und feines Untergerenn geben jedes für sich Material für den Stossherd, die Schlämme für den Kehrherd.

Aus dem Pochwerke werden nachstehende Erz- und Schliegsorten an die Hütte abgegeben: armer und reicher Bleiglanzstuff, kiesiger Stuff, Gräupelstuff vom Setzen, armer und reicher Körnerstuff vom Setzen, armer und reicher Rätterschlieg vom Feinsetzen, Grabenschlieg vom Schlämmgraben, Grobgewaschen vom Plannenherd, Untergerenn vom Stossherd, Schlammschlieg und Gerennschlammschlieg von den Kehrherden.

An maschinellen Vorrichtungen sind vorhanden: 1 Pochwerk mit 9 Stempeln, 14 Setzmaschinen (2 Röschsetzmaschinen mit beweglichem Kolben, 8 Mittelsetzmaschinen mit beweglichem Sieb, 2 Aftersetzmaschinen mit Kolben unter dem

Siebe, 1 continuirliche Aftersetzmaschine[1]) mit Kolben neben den vier kleineren Sieben, eine continuirliche Setzmaschine mit 3 Sieben, die Kolben unter denselben), 2 Stossherde, 8 Schlämmgräben, 2 Plannenherde, 9 Kehrherde, 1 Klaubtisch mit rotirenden Kästen; 1 Walzwerk mit 5 Trommeln; 1 Erzwäsche mit 4 Trommeln.

Die Bergwäsche neben dem Pochwerke erhält den Berg aus der Grube zum Verwaschen auf einem Ober- und Unterrätter.

Das auf den Klaubtisch Gelangende wird zu Stuff (nach der Hütte), Auschlagerz (auf die Scheidbank), Schurerz (zum Verwalzen), Pocherz (desgl.), Bergerz (zum Feinpochen) und Berg verklaubt. Die Gräupel aus dem Unterrätter gelangen auf eine continuirliche Setzmaschine, der Vorrath unter $^3/_{16}$ Zoll wird auf Schlämmgräben verwaschen.

2) Erstes Innerstpochwerk. Dasselbe verarbeitet Grubenklein meist vom Silbersegen, Herzog Georg und König Wilhelm, Eleonore etc. 1. Innerstp.

Dasselbe wird in der Erzwäsche verwaschen, wobei erfolgen:

1) Stufferz, nach der Hütte.

2) Ausschlageerz, auf die Scheidbank, wobei Stufferz, Schurerz, Pocherz, Bergerz und Berg erhalten werden.

3) Schurerz wird rösch gepocht:

a) der Schossgerennvorrath kommt auf Gräben, Abgänge davon auf die Feinsetzmaschine, wobei Stuff, Abhub (zum Feinpochen) und Vorräthe für den Kehrherd erhalten werden.

b) Untergerennvorrath gelangt auf Gräben, die Abgänge auf den Plannenherd.

c) Schlämme auf den Kehrherd.

4) Pocherz wird feingepocht, Schossgerenn und Untergerenn gehen auf Schlämmgräben, die Schlämme auf den Kehrherd.

5) Bergerz wird durchs Afterblech gepocht, die dabei erhaltenen Vorräthe werden wie beim Pocherz behandelt.

---

1) *Gillon*, in der Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1858, p. 395.

6) Blendiges Erz, wird im Herbste durchs Mittelblech gepocht, die Vorräthe wie beim Pocherz weiter behandelt. Das Verwaschen geschieht vorsichtiger, als bei blendefreiem Erz.

Es sind vorhanden: 1 Erzwäsche mit 2 Rättern, 1 Separationsrätter für Schurerz, 1 Pochwerk mit 6 Stempeln, 3 Schlämmgräben, 5 Kehrherde, 1 Plannenherd, 3 Setzmaschinen.

2. Innerstp. 3) Zweites Innerstpochwerk. Bergerze vom Silbersegen, Rosenhof, Altensegen und Bergwerkswohlfahrt werden feingepocht. Der Schossgerennvorrath gelangt in ein Abfallgerenn, das Angereicherte auf Gräben und die Abgänge über den Plannenherd in die Fluth. Untergerennvorrath und Schlamm werden auf Kehrherden verwaschen.

1 Pochwerk mit 6 Stempeln, 1 Abfallgerenn, 3 Schlämmgräben, 1 Plannenherd, 5 Kehrherde.

3. Innerstp. 4) Drittes Innerstpochwerk. Grubenklein vom Silbersegen, selten andere Sorten. Dasselbe liefert beim Verwaschen:

1) Stufferz nach der Hütte.

2) Ausschlageerz auf die Scheidbank.

3) Schurerz wird durch ein $^3/_8$'' Stängelblech rösch gepocht und passirt 3 Trommeln. Die erste Trommel in 2 Abtheilungen liefert $^3/_8$ und $^3/_{16}$ zölliges, die zweite 2 und 1 Millimeter, die dritte $^1/_2$ Millim. oder Sandkorn.

Die Vorräthe bis zu 1 Millim. incl. werden gesetzt; $^1/_2$ Millim. geht ins Schossgerenne und der Vorrath davon auf Gräben, Abgänge davon auf den Plannenherd und die Abgänge von letzterm zur Afterarbeit.

4) Poch- und Bergerz werden gemeinschaftlich durchs Mittelblech mit 1 Millim. weiten Oeffnungen gepocht, die Trübe läuft in die dritte Trommel und liefert 1 und $^1/_2$ Millim. Vorrath. Ersteres wird gesetzt, letzteres gelangt als Schossgerennvorrath auf Schlämmgräben, die Abgänge davon über den Plannenherd in die Fluth.

5) Schwerspäthiges Erz wird auf der Scheidbank von Schwerspath möglichst befreit, dann rösch gepocht und wie Poch- und Bergerz behandelt.

6) Eisenspäthiges Erz wird auf der Scheidbank von Schwerspath befreit, dann behandelt wie das vorige.

7) Die feineren Vorräthe, als $1^1/_4$, $1^3/_4$, $^3/_8$ und $^3/_{16}$zöllige, werden versetzt, die Abgänge feingepocht etc.

1 Erzwäsche mit 2 Rättern, 1 Trommelapparat mit 3 Trommeln zur Separation beim Röschpochen, 1 Pochwerk mit 9 Stempeln, 7 Setzmaschinen mit beweglichem Sieb, 3 Schlämmgräben, 1 Plannenherd und 5 Kehrherde.

5) Fünftes Innerstpochwerk. Grubenklein vom Burgstädter Zuge (Dorothea, Bergmannstrost, Herzog Georg Wilhelm etc.) wird auf der Erzwäsche verwaschen, wobei erfolgen: 5. Innerst-pochw.

1) Stufferz, nach der Hütte.

2) Ausschlageerz, zur Scheidebank.

3) Bleiglanziges, kiesiges und blendiges Schurerz; wird rösch gepocht, auf einem Separationsrätter separirt zu $^3/_8$, $^3/_{16}$ und 1 Millimeter Korngrösse, zum Setzen.

4) Desgleichen Pocherz, wird durchs Mittelblech fein gepocht, Schossgerenn kommt auf Gräben, Abgänge über einen Plannenherd in die Sümpfe zur Winterarbeit.

5) Bergerz wird im Winter durchs Afterblech fein gepocht etc.

1 Wäsche mit 2 Rättern, 1 Pochwerk mit 6 Stempeln, 1 Separationsrätter, 3 Schlämmgräben, 1 Plannenherd, 6 Kehrherde.

6) Erstes Polsterthaler Pochwerk. Verarbeitet Grubenklein und Pocherz vom Caroliner Tiefbau. Das Grubenklein kommt auf die Erzwäsche und giebt: 1. Polsterth. Pochw.

1) Stufferz, nach der Hütte.

2) Ausschlageknörper, zur Scheidbank.

3) Schurerz, wird rösch gepocht und in eine Trommel mit 1 und $^1/_2$ Millimeter Oeffnungen geführt. Das von der Trommel Ausgetragene wird gesetzt, der 1 und $^1/_2$ Millim., sowie der Schossgerennvorrath kommen separirt zum Verwaschen auf Schlämmgräben, die Abgänge davon gelangen durch ein Abfallgerenn über den Plannenherd in die Aftersümpfe. Untergerenn und Schlamm liefern Material für die Kehrherde.

4) Pocherz wird ähnlich wie Schurerz behandelt.

5) Bergerz wird durchs Afterblech gepocht, Schossge-

renn geht auf Schlämmgräben, Untergerenn und Schlamm auf Kehrherde.

1 Pochwerk mit 9 Stempeln, 1 Erzwäsche mit 1 Separationsrätter, 3 doppelte Setzmaschinen, 3 Schlämmgräben, 5 Kehrherde, 1 Plannenherd mit Abfallgerenne.

2. Polsterth. Pochw. 7) Zweites Polsterthaler Pochwerk. Verarbeitet Grubenklein und Pocherz von Caroline, ähnlich wie das erste Pochwerk, nur befindet sich vor dem Pochtroge keine Trommel. Der Schossgerennvorrath vom Schurerz- und Pocherzpochen gelangt auf Separationsrätter, davon auf Schlammgräben, die untere Parthie aus denselben auf Setzmaschinen und die Abgänge von diesen und, die Schwänzel vom Schlämmgraben durch einen Durchlass über einen Plannenherd in die Aftersümpfe.

1 Pochwerk mit 9 Stempeln, 1 Erzwäsche mit Separationsrätter, 8 Setzmaschinen, (2 mit festem und 6 mit beweglichem Sieb), 3 Schlämmgräben, 1 Plannenherd mit Durchlass und 5 Kehrherde.

3. Polsterth. Pochw. 8) Drittes Polsterthaler Pochwerk. Verarbeitet alle Sorten Erze von Bergmannstrost, Dorothea und Caroline, von welchen separirt angeliefert werden: Schurerz, Pocherz und Bergerz, dann blendiges Schur-, Poch- und Bergerz zusammen.

1) Die Schurerze werden gewalzt und durch 5 Trommeln separirt in: 6, 4, 2, 1 Millimeter, Schossgerennvorrath, Untergerennvorrath und Schlamm. Der Vorrath von 6—2 Millimeter Korngrösse wird gesetzt, 1 Millimeter und Schossgerenn auf Schlämmgräben verwaschen. Untergerenn kommt auf gewöhnliche und Schlamm auf rotirende Kehrherde.

2) Pocherz wird wie Schurerz behandelt.

3) Bergerz wird durch ein $^1/_{12}$zölliges Blech gepocht, die Trübe durch ein Schöpfrad in eine Trommel gehoben, das von derselben Ausgetragene kommt auf Setzmaschinen, die feinen Vorräthe gehen je nach ihrer Korngrösse auf Schlämmgräben, Kehrherde und Rundherde.

4) Blendiges Erz wird gewalzt und sonst wie Schurerz behandelt; wegen des Blendegehaltes muss das Verwaschen vorsichtiger geschehen.

1 Walzwerk mit 5 Trommeln, 1 Pochwerk mit 6 Stempeln und 1 Trommel, 5 Schlämmgräben, 1 Plannenherd mit Durchlass, 2 Kehrherde, 2 rotirende Herde.

9) Polsterthaler Schlammwäsche. Ein Theil des schlammigen Inhalts der Sümpfe von den 4 Polsterthaler Pochwerken wird auf 5 Kehrherden verwaschen. Polsterth. Schlammw.

10) Viertes Polsterthaler Pochwerk. Verarbeitet Grubenklein und Pocherz von Dorothea. Die Erzwäsche liefert: 4. Polsterth. Pochw.

1) Stufferz, für die Hütte.

2) Ausschlageknörper, zur Scheidbank.

3) Schurerz, welches im dritten Pochwerk verwalzt wird.

4) Pocherz, wird rösch gepocht und durch Trommeln separirt. Der röschere Vorrath von $^3/_8$ und $^3/_{16}$ Zoll und 2 Millim. wird gesetzt, 1 Millim. und Schossgerenn gehen auf Schlämmgräben, Untergerenn und Schlamm auf Kehrherde.

5) Bergerz, wird durch $^1/_{12}$zöllige Vorsetzbleche gepocht, Schossgerenn, Untergerenn und Schlamm wie gewöhnlich behandelt.

Die angelieferten Pochknörper werden wie das Pocherz von der Erzwäsche rösch gepocht.

1 Erzwäsche mit 2 Rättern, 1 Pochwerk mit 9 Stempeln und 4 Trommeln, 1 Plannenherd mit Durchlass, 3 Schlämmgräben, 5 Kehrherde.

11) Krätzpochwerk zur Altenauer Silberhütte. Kupferschur, Bleischur und Mergel werden, jede Sorte für sich, auf der Rätterwäsche verwaschen und verklaubt in: Altenauer Krätzpw.

1) Vorrath von über 1″ Korngrösse, als:

a) Ausschlageknörper, von welchem das Haltige auf der Scheidebank abgeschlagen und als 1″ Korn zur Hütte geliefert wird; der Abschlag kommt zu den Pochtheilen.

b) Pochtheile werden rösch gepocht und separirt zu:

α) $^3/_4$, $^1/_2$ und $^1/_4$″ Vorrath, welcher auf die continuirlich wirkende Röschsetzmaschine kommt;

β) unter $^1/_4$″ Vorrath wird auf Gräben verarbeitet und

die Rückstände davon gelangen auf eine continuirlich wirkende Feinsetzmaschine, in welcher 4 Afterbleche liegen.

γ) Mehle und Schlämme geben Material für Plannen- und Kehrherde.

c) Berg, wird durch ein $^3/_{16}$″ Blech gepocht und als Maurersand verbraucht.

2) Vorrath von 1, $^3/_4$, $^1/_2$ und $^1/_4$″ Korngrösse wird wie 1. b. α behandelt.

3) Vorrath unter $^1/_4$″ Korngrösse, wie 1. b. β.

4) Mehle und Schlämme, wie 1. b. γ.

Nach der Hütte kommen zur Anlieferung: Graupen und Krätzschlieg von Bleischur und Mergel separirt, ferner Graupen- und Krätzschlieg von Kupferschur separirt.

Das Krätzpochwerk hat 1 Rätterwäsche, 2 continuirlich wirkende Setzmaschinen, 1 Pochwerk mit 6 Stempeln, 2 Schlämmgräben, 1 Plannenherd mit Durchlass, 4 Kehrherde.

Dorotheer Erzwäsche.

12) Dorotheer Erzwäsche, verarbeitet Erze von Bergmannstrost und der Neuen Margarethe.

a) Verarbeitung der Wände. Dieselben werden im Neuen Margarether Scheidhaus (Musterscheidhaus) zerschlagen und in Stufferz, Schurerz, Pocherz, Bergerz, kiesiges Bleischurerz, kiesiges Bleipoch- und Bergerz, Kies ohne Bleierz, blendiges Schur-, Poch- und Bergerz und kalkspäthiges Poch- und Bergerz sortirt.

Das Stufferz geht nach der Hütte.

Das Schurerz wird zu $^1/_2$zölligem Korn gewalzt, dann in 3 Trommeln[1]) zu $^3/_8$, $^3/_{16}$ und $^1/_{12}$zölligem Vorrath, Untergerenn und Schlämme separirt. Die ersten beiden Sorten werden in Maschinen mit beweglichen und festen Sieben gesetzt, (beim Setzen des $^3/_8$zölligen Kornes fällt wieder Schurerz, welches nochmals fein gewalzt und in der Trommel mit $^3/_{16}$zölligen Maschen separirt wird, wobei Setz- und Rätterschlieg entsteht; die Abhübe von Berg- und Pocherz werden fein gepocht); das $^1/_{12}$zöllige Korn wird auf der Trommel nochmals separirt, das Gröbere kommt dann auf eine continuirliche Setzmaschine, das Feinere auf Sicherherde, (bei Man-

1) *Gillon* in der Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1858 p. 267 mit Zeichnungen.

gel an Wasser, wenn die Trommel nicht gehen kann, kommt das 1/12zöllige Korn ganz auf Schlämmgräben, die Abgänge davon auf den Plannenherd und die Abgänge davon werden im Winter verpocht; versuchsweise hat man die Abgänge von den Schlämmgräben in ein Abfallgerenn und daraus in eine Trommel geführt, das von derselben Ausgetragene gelangt auf eine continuirliche Setzmaschine, das Durchgehende auf den Plannenherd). Untergerenn kommt auf Stossherde; Schlämme auf Kehrherde.

Pocherze werden rösch gepocht, in 3 Trommeln zu 3/8, 3/16 und 1/12zölligem Korn, zu Untergerenn und Schlämmen separirt und diese wie feines Schurerz weiter verarbeitet.

Bergerze pocht man rösch, separirt in Trommeln, wie vorhin, und setzt die röscheren Sorten, wobei dann aber kein Schurerzabhub mehr erfolgt; sonst wie beim Schur- und Pocherz. Alle Abgänge sind arm und gehen in die Fluth.

b) Das Grubenklein wird in einer grossen Trommel verwaschen, welche 3/4 und 1zölliges Korn liefert. Das erstere und das noch Feinere gelangt in 4 Separationstrommeln. Die Vorräthe aus diesen, 1/2, 3/8, 3/16 Zölliges und 1 Millimeter, sowie Untergerenn und Schlämme werden wie sub a angegeben behandelt.

Das 1zöllige aus der grossen Trommel wird gesetzt, das Ausgetragene fällt auf den Klaubtisch mit 3/4zölligen Gattern. Was durch diese hindurchgeht, wird ebenfalls gesetzt.

1 Walzwerk mit 4 Trommeln, 1 sechsstempeliges Pochwerk mit 3 Trommeln, 1 Trommelwäsche mit 5 Trommeln, 6 Setzmaschinen, 4 Kehrherde, 2 Stossherde, 3 Sicherherde und 1 Aftertrommel, 2 Schlämmgräben, 1 Plannenherd. Die neben dem Pochwerk liegende Schlammwäsche hat 5 Kehrherde.

B. Zellerfelder Bezirk.

I. Zellerfelder Revier, welches die Pochwerke im Zellerfelder Thal, im Spiegelthal, bei Wildemann, Grund und Schulenberg umfasst.

Zellerf. Revier.

1) Erstes Zellerfelder Thalspochwerk verar- 1. Zellerf. Thalsp.

beitet nur Erze von Ring und Silberschnur. Bei der innigen Verwachsung von Quarz mit Bleiglanz liefern die Gruben Ring und Silberschnur und Regenbogen nur Pocherz und Bergerz; etwaiges Schurerz wird zum Pocherz geworfen. Die Haldescheidung erfolgt hinter dem ersten Pochwerk. Nach dem ersten Pochwerk kommt sämmtliches Grubenklein von Ring und Silberschnur, ein Theil von Berg-, Poch- und Schurerz von der Ringer Halde, der grössere Theil von letzterer nach dem dritten Pochwerk. Das vierte verarbeitet nur Regenbogener Erze und Grubenklein, welche noch inniger mit Quarz verwachsen sind, als auf Ring und Silberschnur, und deshalb gleich gemeinschaftlich verpocht werden.

Die Erze werden bei horizontaler Pochsohle durch in die Hinterwand eingesetzte gewebte Siebe gepocht, welche für Bergerz $^1/_2$ Millim., für Poch- und Schurerz 2 Millim. weite Maschen haben; ihre Spur beträgt 5—6 Zoll. Der erfolgende Schossgerennvorrath geht in ein Abfallgerenne, der Abstich aus demselben auf Schlämmgräben, die Abgänge vom Abfallgerenn über einen Plannenherd in die Fluth; Abgänge vom Schlämmgraben über den Plannenherd in Aftersümpfe.

Untergerenn wird über den ersten Satz Kehrherde verarbeitet, wobei Schlieg- und Fluthabgänge erfolgen.

Die Schlämme aus der Mehlführung gelangen auf Kehrherde, wobei Schlieg und Unterfassvorrath erfolgt, welcher nochmals auf Kehrherden gereinigt, Schlieg und Fluthabgänge liefert. 1 Pochwerk mit 9 Stempeln, 6 Schlämmgräben, 1 Plannenherd, 8 Kehrherde.

3. Zellerf. Thalsp.

2) Drittes Zellerfelder Thalspochwerk, verarbeitet Pocherze mit etwas Schurerz von Ring- und Silberschnur, seltener Bergerze daher. Die Anstalten zerfallen in ein Pochhaus und eine Herdstube.

a) Pochhaus. Mittelst 4 Pochsätzen, von denen 2 Sätze à 3 Stempel und 2 Sätze à 4 Stempel haben, werden die Erze durch die Hinterwand des Pochtroges durch gewebte Siebe mit 1 Millim. Maschenweite gepocht. Die Trübe geht zunächst durch das Reichgerenne in 3 kleine Spitz-

kasten (Trichter) aus Zinkblech, wobei röscher Vorrath (*r*) und Trübe (*t*) erfolgen[1]).

Das Rösche (*r*) gelangt in ein Schöpfrad, durch dieses in ein Gerenne und von da in 2 Trommeln. Das durch die Trommeln Hindurchgehende ist Material für den Sichertrog; das Röschere aus dem Siebe fällt auf continuirliche Setzmaschinen mit beweglichem Sieb[2]). Die Abhübe von den Setzmaschinen werden für die Winterarbeit (Afterarbeit) aufbewahrt, dann bei höherer Spur feingepocht und direct auf dem Stossherd verwaschen. Das Röschere vom Stossherd (Häuptel) wird auf einem zweiten Stossherd concentrirt, wobei Graben- und Schwänzelschlieg erfolgen. Die Abgänge vom Stossherd werden auf Plannenherden weiter verarbeitet. Die Trübe geht in die Herdstube.

Die Trübe (*t*), welche über den Trichter weggeht, gelangt

b) in die Herdstube, wo sie in Spitzkästen tritt. Die 2 ersten Spitzkästen versorgen 4 Stossherde und die 3 letzten Spitzkästen 13 Kehrherde mit Vorrath. Die Abgänge vom ersten Stossherd werden auf einem Plannenherd durchgelassen, vom zweiten Stossherd gelangen sie auf Kehrherde. 2 Kehrherde dienen zum Verarbeiten der Abgänge der Stossherde und der übrigen Kehrherde. Von den Stossherden erfolgt Untergerennschlieg und von den Kehrherden Schlamm- und Gerennschlieg.

Das Pochhaus enthält: 4 Pochsätze mit 14 Stempeln, 4 Stossherde, 2 Plannenherde, 4 continuirliche Setzmaschinen; die Herdstube: 6 Spitzkästen, wobei ein doppelter, 6 Stossherde, wovon 2 zum Reinmachen, 13 Kehrherde für die Spitzkästen und 2 für ein besonderes Rührwerk.

3) Viertes Zellerfelder Thalspochwerk, verarbeitet Regenbogener Berg-, Poch- und Schurerz von der Scheidung der Wände und Grubenklein mittelst Feinpochens durch in die Hinterwand eingesetzte gewebte Messingdrahtsiebe bei horizontaler Pochsohle. Poch- und Schurerz, dann Bergerz, dann Grubenklein werden jedesmal für sich ver- **4. Zellerf. Pochwerk.**

1) *Gillon* in der Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1858 p. 391.

2) *Ibid.* p. 389.

pocht. Die Anstalt zerfällt in ein Pochhaus und ein Wäschengebäude.

a) Pochhaus. Poch- und Schurerze werden in den drei Sätzen der obersten Etage durch 1½ Millimeter Bleche gepocht; der Vorrath gelangt in eine Trommel und das davon Ausgetragene in einen der drei tiefer liegenden Pochsätze, wo dasselbe durch ½ Millim. Bleche gepocht wird. Das durch die Trommel Hindurchfallende geht in einen Spitztrichter, in welchem röscheres Material für den Sichertrog und feineres für das Wäschengebäude gewonnen wird. Ist hinreichend Wasser vorhanden, dann pocht man in den zwei anderen Sätzen der unteren Pochetage gleichzeitig Bergerz durch ½ Millim. Bleche.

Bergerze und Grubenklein pocht man gleichzeitig in den obern und untern Sätzen unter allen 18 Stempel durch ½ Millimeter Siebe, lässt die Trübe durch einen Spitztrichter und erzielt dadurch röscheren Vorrath für die Sicherherde und feineren für das Wäschengebäude. Von den Sicherherden erfolgen Untergerennschlieg und Abgänge, welche über den Plannenherd in die Fluth geleitet werden.

Mittelst in einem Dampfkessel erzeugter Wasserdämpfe können die Pochwasser im Winter erwärmt werden.

b) Wäschengebäude. In dem sechsstempeligen Pochwerke desselben werden nur Bergerze und Grubenklein durch ½ Millim. Bleche gepocht, die Trübe wird durch ein Schöpfrad gehoben, in einen Spitztrichter geführt und durch denselben röscherer Vorrath für Sichertröge erhalten, von denen Untergerennschlieg und Abgänge für den Plannenherd resultiren. Die Trübe aus dem Spitztrichter gelangt in einen Trichterapparat, aus welchem ⅓ auf den ersten, ⅓ auf den zweiten und ⅓ auf den dritten Stossherd gelangt. Die Häuptel werden auf dem vierten Stossherd concentrirt. Die Abgänge von den Stossherden gehen über einen kurzen Plannenherd in die Fluth. Den Ueberfall vom Trichterapparat leitet man in eine Mehlführung und den ausgeschlagenen Vorrath aus derselben auf zwei Sätze rotirender Kehrherde. Die Abgänge von diesen passiren noch drei Kehrherde.

Es befinden sich im Pochhause 2 Pochsätze unter ein-

ander, jeder mit 9 Stempeln, 2 Spitztrichter, 6 Sicherherde, wovon 4 zum Rohstossen und 2 zum Reinstossen, 2 Plannenherde; in dem Wäschengebäude: 1 Pochwerk mit 6 Stempeln, 1 Schöpfrad, 2 Sicherherde, 2 kurze Plannenherde, 1 Spitztrichterapparat mit 54 kleinen Trichtern, welche aber nur theilweise gebraucht werden, 4 Stossherde, 2 Sätze rotirender Herde, 3 Kehrherde.

Dieses Pochwerk, seit Februar 1857 im Betriebe, hatte zu Anfang im Pochhause eine etwas andere Einrichtung[1]), welche aber neuerdings der oben beschriebenen hat weichen müssen.

Bei vollem Betriebe des Pochwerkes, d. h. wenn 18 Stempel à 60 Fälle pro Minute und 6 Stossherde à 87—90 Stösse pro Minute machen, verbraucht das Wasserrad von 28 Fuss Höhe und 4 Fuss 2 Zoll Breite etwa 400 Cubikfuss Aufschlagewasser. An Pücherwassern werden im Ganzen 17—18 Cubikfuss pro Minute verbraucht.

Für das Wäschengebäude mit 15 Fuss 1$^1/_2$ Zoll hohem und 3 Fuss 6 Zoll breitem Wasserrad sind pro Minute 500—520 Cubikfuss Betriebswasser und ausserdem 40—50 Cubikfuss Pücherwasser erforderlich, wenn sämmtliche Maschinen in vollem Gange sind, als: 6 Stempel à 60 Fälle pro Minute, 6 Stossherde mit 90, 72 und 56 Stössen pro Minute, 1 Schöpfrad und 4 rotirende Herde à $^1/_4$—$^1/_3$ Umläufe pro Minute mit 4 Abläuterbürsten und Kisten 20 Umg. und 4 Abkehrbürsten 80 Umg. Ein grosser Stossherd wiegt 14,17 Centner, ein kleiner 8 bis 9 Centner, ein neuer Pochstempel ohne Armatur 230 Pfd., mit Armatur 450 Pfd., ein im Betrieb gewesener Blechstempel mit Armatur 369 Pfd., desgleichen Mittelstempel 358 Pfd., desgleichen Erzstempel 321 Pfd.

4) Spiegelthaler Pochwerk verarbeitet Grubenklein von den Bockswieser Gruben. Dasselbe passirt eine Waschtrommel und 4 Separationstrommeln. Das aus letzteren erfolgende $^3/_8$—$^3/_{16}$zöllige Korn wird auf 4 Setzmaschinen versetzt. Das Afterkorn gelangt auf Schlämmgrä- Spiegelthaler Pochw.

1) Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1858 p. 177, 403.

ben, die Abgänge davon auf Aftersetzmaschinen; Untergerenn und Schlämme auf Kehrherde.

Das aus der Waschtrommel Ausgetragene gelangt auf einen rotirenden Klaubtisch, auf welchem erfolgt: Stufferz für die Hütte; Schurerz zum Pochen durch ein $^1/_2$zölliges Stängelblech in der Hinterwand, dann zur Separation in 4 Trommeln und endlich zum Versetzen auf 2 Setzmaschinen; Poch- und Bergerze werden durch die kurze Wand fein gepocht, der dabei erfolgende Schossgerennvorrath geht auf Schlämmgräben, Untergerenn und Schlämme auf Kehrherde.

1 Trommelwäsche mit 1 Waschtrommel, 4 Separationstrommeln und 1 rotirendem Klaubtisch, 4 Setzmaschinen, 1 Pochzeug mit 9 Stempeln, 1 Separationstrommelapparat mit 2 Setzmaschinen; in der Herdstube: 6 Gräben, 1 Plannenherd, 2 Aftersetzmaschinen, 11 Kehrherde. (Sehr schöne Sumpfanlage.)

Wildemänner Pochw.

5) Wildemänner Pochwerk, verarbeitet arme Erze von Bergwerkswohlfahrt. Dieselben werden durch Afterbleche feingepocht. Der Schossgerennvorrath geht auf Schlämmgräben, die feineren Vorräthe auf Plannenherd und Kehrherde.

1 Pochwerk mit 9 Stempeln, 6 Schlämmgräben, 1 Plannenherd, 11 Kehrherde.

Hülfe Gotteser Erzwäsche.

6) Hülfe Gotteser Erzwäsche bei Grund, verarbeitet die Erze von gleichnamiger Grube.

a) Haldenscheidung. Beim Wändeschlagen oder bei der Haldenscheidung der Hülfe Gotteser Erze separirt man Stufferz, schwarzes und weisses (schwerspäthiges) Schurerz, desgleichen Pocherz und Bergerz und Berg.

b) Erzwäsche. Das Grubenklein wird in Trommeln gewaschen und separirt. Was über $^5/_4$ Zoll gross ist, fällt aus der Trommel auf den Klaubtisch, wobei obige Erzsorten ausgehalten werden. Das 1, $^3/_4$, $^5/_8$, $^1/_2$ und $^3/_{16}$zöllige Korn, desgleichen das durch die $^5/_4$zölligen Löcher des Klaubtisches Fallende wird auf drei Setzmaschinen für Röscheres und auf 2 Aftersetzmaschinen für Feineres gesetzt. Dabei erfolgen Stufferz, Schurerz, Pocherz und Bergerz. Letztere beiden Sorten werden nicht getrennt, weil

man zur Ersparung an Zeit während des Ganges der Maschine Abhübe macht, und kommen, sowie auch die Schurerze, in die Pochwerke. Der Stuff erfolgt beim Setzen als röscherer Stuff, Graupenstuff und Siebstuff von $^3/_{16}$ Zoll. Aus ersterem wird vor dem Transport nach der Hütte der Schwerspath möglichst ausgeklaubt und die ausgeklaubten weissen Körner werden je nach ihrem Erzgehalt wie Schurerze, Pocherze oder Bergerze behandelt.

Der Graupenstuff wird auch theilweise verklaubt, der Siebstuff geht direct zur Hütte.

Die bei der Separation in Trommeln und Rättern erhaltenen feineren Vorräthe unter $^3/_{16}$ Zoll Grösse (Sande und Schlämme) werden in der Wäsche weiter verarbeitet, und zwar der Sand auf Schlämmgräben, wobei Setz- und Schwänzelschlieg erfolgen. Die Abgänge kommen theilweise auf die Setzmaschine, wobei Setzschlieg und Abgänge resultiren, welche letzteren ins Pochwerk gefahren, verpocht und auf Kehrherden verwaschen werden.

Die Schlämme geben auf Kehrherden Schlammschlieg und Abgänge, welche in Sümpfe und von da auf Kehrherde gehen. Die Abgänge davon führt man in die Fluth.

1 Waschtrommel mit 4 Separationstrommeln, 2 Schlämmgräben, 2 Kehrherde, 1 Durchlass, 5 Setzmaschinen.

7) Erstes Gründnersches Pochwerk, verarbeitet Schurerz, Pocherz und Bergerz von Hülfe Gottes. 1. Gründner Pochw.

a) Schurerzarbeit. Das Schurerz wird gewalzt, zu $^3/_8$, $^3/_{16}$, $^1/_{24}$zölligem Korn separirt und jede Sorte gesetzt. Der Stuff vom Versetzen des $^3/_8$zölligen Korns wird durch Klauben von Schwerspath befreit, der Abhub durchs Mittelblech gepocht; von $^3/_{16}$zölligem Korn erfolgt schmelzwürdiger Stuff und Abhub zum Pochen durchs Mittelblech; von $^1/_{24}$zölligem Korn wird der Stuff nicht verklaubt und der Abhub auf Kehrherden verarbeitet. Der Abgang von den Sicherherden geht auf Plannenherde und der Abgang davon wird durchs Mittelblech gepocht. Das durchs Setzsieb Hindurchgegangene wird auf einem Rätter separirt und auf Sicherherden angereichert, wobei Grabenschlieg, Schwänzelschlieg und Abgänge erfolgen, welche durchs Mittelblech

gepocht werden. Die Abgänge vom Verwaschen derselben werden für die Winterarbeit aufgehoben.

b) Pocherzarbeit. Die Pocherze werden ohne Spur durchs Mittelblech gepocht und die Trübe durch ein Spitzgerenne geleitet, wobei sich Röscheres und Schlamm absetzen. Ersteres wird auf Sicherherden angereichert, das Angereicherte auf dem Reinmachsicherherd verarbeitet, wobei Graben- und Schwänzelschlieg und Abgänge erfolgen, welche letzteren durchs Afterblech gepocht und auf Sicherherden verwaschen werden. Die dabei entstehenden Abgänge werden für die Winterarbeit aufgehoben. Die Abgänge vom Sicherherd gelangen auf den Plannenherd, wobei grobgewaschener Schlieg und Abgänge für die Winterarbeit erfolgen.

c) Bergerzarbeit. Das Bergerz wird bei 6 Zoll Spur durchs Afterblech gepocht, die Trübe durch Spitzgerenne auf Sicherherde, wie beim Pocherz geführt, wobei Graben- und Schwänzelschlieg erhalten werden. Die Abgänge gehen in die Sümpfe und werden nach dem Ausschlagen in die Halde gegeben. Man darf die Abgänge nicht in die Fluth lassen, weil dieselben in Windhausen für das im Wasser badende und trinkende Federvieh schädlich sind.

Bei der Aufbereitung der genannten drei Erzsorten erfolgen Untergerennvorrath und Schlämme. Ersterer wird auf Stossherden angereichert, das Angereicherte auf Stossherden rein gemacht und die Abgänge in die Halde gelassen.

Die Schlämme verarbeitet man auf rotirenden Herden und Kehrherden, wobei schmelzwürdiger Schlieg, Mittelsorte, welche nochmals auf dem rotirenden Herde verwaschen wird, und Abgänge erfolgen, welche mittelst eines Schöpfrades auf 3 Kehrherde geführt werden. Man erhält davon Schlieg, Mittelsorte, Unterfass und Sauvorrath, welche 3 letzteren Sorten wieder auf Kehrherde oder rotirende Herde kommen.

1 Walzwerk mit 2 Rättern, 1 Pochwerk mit 9 Stempeln, 6 Setzmaschinen, 4 Sicherherde, 2 Plannenherde, 2 Durchlasse, 2 Stossherde, 7 Kehrherde, 1 rotirender Herd (sehr gut eingerichtet).

8) Zweites Gründnersches Pochwerk, verarbeitet gewöhnlich Bergerze von Hülfe Gottes und Abgänge aus dem ersten Pochwerke. 2. Gründnersches Pochwerk.

Man pocht die Erze durch gewebte Siebe in der Hinterwand bei horizontaler Sohle und leitet die Trübe in ein Spitzgerenne. Das Röschere aus demselben passirt einen Plannenherd, die Abgänge gehen in Sümpfe, werden von da ausgeschlagen und in die wilde Halde gestürzt.

Der Ueberfall aus dem Spitzgerenne geht in Spitzkästen, welche Material für Stoss- und Kehrherde liefern. Der erste Spitzkasten versorgt 2 Stossherde; die Schlieghäuptel davon werden auf einem dritten Stossherd concentrirt und die Abgänge gelangen auf den Plannenherd; der zweite Spitzkasten liefert Material für den ersten Satz Kehrherde, der dritte Spitzkatzen für den zweiten Satz Kehrherde, der vierte Spitzkasten für den dritten Satz Kehrherde. Zwei Kehrherde dienen zur Anreicherung des Unterfasses und der Säue.

Im Pochhause: 1 Pochwerk mit 2 Sätzen à 4 Stempel, 2 Plannenherde mit Durchlass; im Wäschengebäude 3 Stossherde, 1 Plannenherd, 11 Kehrherde, 2 Rührwerke und 4 Spitzkästen.

9) Schulenberger Pochwerk. Nach dem Abbrennen desselben ist hier Scheidung der Erzwände von Juliane Sophie eingerichtet. Die gewonnenen Stufferze werden nach Altenauer Hütte geschafft, die übrigen Erzsorten bleiben zum Vorrath auf der Halde liegen. Schulenberger Pochwerk.

II. Lautenthaler Revier mit den Wäschen und Pochwerken bei Lautenthal und zur Bockswiese. Lautenthal. Revier.

1) Erstes Lautenthaler Pochwerk verarbeitet Schurerz, Pocherz, Bergerz und Grubenklein von der Schwarzen Grube und Massen. 1. Lautenthaler Pochwerk.

[In der Grube wird die Blende theilweise ausgehalten, auf der Halde besonders aufgestürzt und separirt vom andern Erz ins Pochwerk gefahren. Die Haldenscheidung bei den Lautenthaler Gruben ist sehr beschränkt, indem man nur Stufferz und reine Blende (Scheidhaus der Gruben Massen und Güte des Herrn im Innerstethal und der Gruben Massen und Schwarze Grube am Kranichsberg) scheidet.

Das übrige Erz (Grubenklein und Wände) kommt zur weiteren Scheidung in die Pochwerke.]

Im ersten Pochwerke separirt man die Erze in Blendewände, Bleiausschlagerz, Poch- und Bergerz, kiesige Erze und Grubenklein.

a) Die Blendewände werden zerschlagen und dabei sortirt in: Stuffblende, Auschlageblende, Schurblende mit Bleischurerz, Schurblende ohne Bleierz, Blende- Berg- und Pocherz mit und ohne Bleiglanz.

α) Stuffblende geht in den Handel.

β) Ausschlageblende wird auf der Scheidebank geschieden in Stuffblende, Schurblende mit und ohne Bleiglanz, Poch- und Bergerz mit und ohne Bleiglanz.

γ) Schurblende mit und ohne Bleiglanz wird, jede Sorte für sich, rösch gepocht durchs Stängelblech in der Hinterwand bei $^3/_8$ zölligem Schlitz, dann separirt in $^3/_8$, $^3/_{16}$ und $^3/_{32}$ zölliges Erz. Das $^3/_8$ und $^3/_{16}$ zöllige wird in Maschinen mit beweglichem Sieb gesetzt und dabei nach Umständen erhalten: Bleiglanzgraupen, Blendegraupen, Blendepocherz mit und ohne Bleiglanz. Das $^3/_{32}$ zöllige Korn wird in einer Trommel separirt. Was nicht durch dieselbe geht und über $1^1/_2$ Millimeter gross ist, wird versetzt, das Feinere auf Schlämmgräben verwaschen. Das Häuptel aus den Schlämmgräben wird rein gemacht, die Abgänge gelangen über einen Durchlass in den Plannenherd; der Schwänzel wird zweimal im Schlämmgraben verschlämmt, und die blendigen Abgänge durch eine Trommel mit 1 Millim. grossen Löchern auf den Blendeherd (langer Kehrherd mit wenig Fall) gelassen, das nicht durch die Trommel Gehende auf eine Setzmaschine gebracht.

δ) Blendepoch- und Bergerz mit und ohne Bleiglanz werden durchs Mittelblech gepocht, durch Trommeln separirt, das Röschere auf Setzmaschinen, das Feinere auf Schlämmgräben etc., wie unter γ angegeben, verarbeitet.

b) Bleiausschlageerz wird auf der Scheidbank ausgeschlagen und dabei Stufferz, Schurerz und Poch- und Bergerz zusammen ausgehalten. Das Stufferz kommt zur Hütte, das Schurerz wird rösch gepocht und wie a. γ. behandelt,

nur erfolgt beim Setzen keine Blende mehr. Poch- und Bergerz werden wie a. δ. verarbeitet.

c) Kiesige Erze mit Blende und Bleiglanz werden ausgeschlagen in Kiesstuff, Kiesausschlageerz mit Bleiglanz und Blende, Kiespoch- und Bergerz mit Bleiglanz und Blende separirt.

α) Kiesstuff geht nach der Hütte.

β) Kiesausschlagerz giebt bei der Handscheidung Kiesstuff; Kiespoch- und Bergerz mit Bleiglanz, wird durchs Mittelblech gepocht etc., wie a. δ., und neben Bleiglanz Kiesgraupen abgehoben; Kiespoch- und Bergerz mit Blende, wird durch Handscheidung nochmals möglichst von Blende befreit, dann durchs Mittelblech gepocht etc. wie das vorige.

d) Kiespoch- und Bergerz mit Blende und Bleiglanz, werden wie das vorige durchs Mittelblech gepocht etc.

e) Grubenklein wird gewaschen und das auf dem Gatter Zurückbleibende verklaubt in Bleiglanzstuff, Blendestuff, Bleiglanzausschlagerz, Blendeausschlagerz, Bleischurerz und Blendeschurerz mit und ohne Bleiglanz, Poch- und Bergerz mit Bleiglanz und Blende, etwas Kiesstuff, Kiesausschlageerz, Kiesberg- und Pocherz mit und ohne Blende. Die einzelnen Sorten werden, wie oben angegeben, weiter verarbeitet.

1 Pochwerk mit 9 Stempeln, 1 Wäsche mit 2 Rättern, 8 Setzmaschinen in der Wäsche, 1 Separationsrätter und dabei 3 Setzmaschinen, 1 Trommel mit 2 Setzmaschinen, 4 Schlämmgräben, 1 Plannenherd, 6 Kehrherde, 1 Blendekehrherd mit Trommel und 1 Blendegraben.

2) Drittes Lautenthaler Pochwerk verarbeitet hauptsächlich Schurerze von Güte des Herrn, sonst auch Poch- und Bergerze und zur Herbstzeit Blende. 3. Lautenthaler Pochwerk.

a) Walzwerksbetrieb. Die Schurerze werden gewalzt zu $^3/_8$, $^1/_4$, $^3/_{16}$ Zoll, dann weiter in einer Trommel zu 1 und $^1/_2$ Millimeter Korngrösse separirt. Die Vorräthe bis zu $^3/_{16}$ Zoll Grösse incl. werden auf Maschinen mit feststehenden Sieben gesetzt, die röscheren auf solchen mit beweglichen Sieben. Von den Vorräthen unter $^1/_2$ Millim. Grösse geht das röschere Untergerenn auf einen Sicherherd, das feinere Untergerenn, sowie Mürb- und Zähschlämme auf

Kehrherde. Bei dem blendefreien Schurerze macht man folgende Abhübe: Schurerz, welches rösch gepocht und wieder versetzt wird; Poch- und Bergerz zum Feinpochen. Blendehaltige Schurerze geben beim Setzen über dem Bleiglanz Blende, welche um so reiner ist, je feiner der Vorrath. Die röscheren Vorräthe geben Abhübe von bleiglanzhaltiger Blende, welche gepocht und gesetzt wird; was unter 1 Millimeter noch bleiglanzhaltig ist, wird zähe gepocht.

Die Abgänge von dem Sicherherd gehen auf Schlämmgräben, wobei blendige Schurerze Bleiglanz und Blende geben. Die Abgänge von den Schlämmgräben kommen, wenn sie reicher sind, nach dem Passiren des Plannenherdes zur Winterarbeit und werden durchs Afterblech feingepocht, die ärmeren in die Fluth.

Die Producte von den Kehrherden sammeln sich in 4 Abtheilungen an, Schlieg, Blende, blendiger Bleiglanz (Abläuterkasten) und Unterfass, bleiglanzfrei, aber blendig. Der Vorrath aus dem Abläuterkasten giebt auf Kehrherden Blende und auch etwas Bleiglanzschlieg, der Unterfassvorrath ebenfalls etwas Blende.

b) Pochwerksbetrieb. Die in das Pochwerk geschafften Erzwände werden geschieden und das Grubenklein gewaschen.

Die Erzwände liefern kiesige Wände, blendige Wände, Berg- und Pocherzwände und Grubenklein.

α) Die kiesigen Wände werden meist zur Herbstzeit geschieden in Kiesstuff, Bleiglanzstuff, kiesiges Schurerz selten, Poch- und Bergerz.

Das kiesige Schurerz wird gewalzt, versetzt und dabei neben etwas Bleiglanz reiner Kupferkies gewonnen, wie vorher angegeben.

Poch- und Bergerze werden durchs Mittelblech gepocht; das Röschere bis zu $1/2$ Millimeter Korngrösse kommt auf Schlämmgräben, der angereicherte Theil wird in einer Separirtrommel in 1 und $1/2$ Millimeter Korn separirt und gesetzt, das Uebrige auf Schlämmgräben rein gemacht, wobei kiesiger Bleiglanzschlieg und reiner Kiesschlieg erfolgen. Die Abgänge von den Schlämmgräben passiren den

Plannenherd. Was unter $^1/_2$ Millimeter Korngrösse ist, wird auf Kehrherden zu kiesigem Bleiglanzschlieg und Kiesschlieg verwaschen; die Abgänge davon verarbeitet man nochmals auf Bleiglanzschlieg und kiesigen Schlieg, wie vorhin angegeben, nur wird statt Blende Kies gewonnen.

β) Blendige Wände scheidet man in reinen Bleiglanz, reine Blende, blendiges Schurerz, reine bleiglanzfreie Walzblende, blendiges Poch- und Bergerz mit und ohne Bleiglanz.

Die reine Blende wird, wenn nöthig, mit dem Scheidhammer ausgeschlagen; — blendiges Schurerz gewalzt und auf Blende und Bleiglanz versetzt; — reine Walzblende gewalzt und meist nur auf reine Blende versetzt und etwa vorkommender Bleiglanz für sich abgehoben und weiter verarbeitet; — blendiges Poch- und Bergerz mit Bleiglanz durchs Mittelblech gepocht, auf Schlämmgräben concentrirt, der angereicherte Theil in einer Trommel separirt und das Siebgrobe gesetzt, das Uebrige den Kehrherden übergeben; dieselben Erze ohne Bleiglanz werden auf die gleiche Weise auf Blende verarbeitet und etwa sich zeigender Bleiglanz gewonnen.

γ) Berg- und Pocherzwände werden mit dem Erzfäustel in Poch- und Bergerz geschieden, wobei das Blendige ausgehalten wird. Beide Erzsorten pocht man durchs Mittelblech, verwäscht auf Schlämmgräben etc., wie oben angegeben worden.

δ) Grubenklein wird auf der Erzwäsche gewaschen und durch einen Ober- und Unterrätter separirt in reinen Bleiglanzstuff, reinen Kupferkiesstuff, reinen Blendestuff, bleiglanziges, kiesiges und blendiges Ausschlagerz für die Handscheidung, bleiglanziges, blendefreies und blendehaltiges Schurerz, kiesiges und blendiges Schurerz, blendigen Kies zur Handscheidung, blendefreies und blendehaltiges Poch- und Bergerz, Berg.

Die bei der Handscheidung vorkommenden Sortimente werden den betreffenden Haufwerken zugewiesen und wie oben angegeben behandelt.

1 Pochwerk mit 6 Stempeln, 1 Walzwerk, 1 Erzwäsche, 8 Setzmaschinen, 1 Separationsrätter in Verbindung mit 1

Trommel, 1 Sicherherd, 4 Schlämmgräben, 1 Plannenherd, 6 Kehrherde.

Zur Ausbeutung der alten Blendehalden sind 1 Waschtrommel und 1 Separationstrommel vorhanden.

4. Lautenth. Pochw. 3) Viertes Lautenthaler Pochwerk, verarbeitet Poch- und Bergerze im Wesentlichen auf dieselbe Weise, wie die gleichnamigen Erze im dritten Pochwerk. Statt der Kehrherde ist ein rotirender Doppelherd vorhanden. Der obere Herd liefert reinen Bleiglanzschlieg, Blendeschlieg, blendigen Bleiglanzschlieg, welcher auf Kehrherde geht, und Abgänge, die der untere Herd verarbeitet. Der Schlieg von letzterem wird auf Kehrherden gereinigt.

1 Pochwerk mit 9 Stempeln, 1 Erztrommelwäsche, 9 Setzmaschinen, wovon 8 mit beweglichem Sieb und 1 Handsetzmaschine, 4 Kehrherde, 1 Plannenherd, 1 rotirender Doppelherd.

Bockswies. Erzwäsche. 4) Bockswieser Erzwäsche, verarbeitet Wände und Grubenklein von den Bockswieser Gruben.

a) Die Wände werden mit Erzfäusteln geschlagen und separirt in gewöhnliches und kiesiges Stufferz, Schurerz, gutes und ordinäres Pocherz (ersteres gilt als Schurerz), Kies, Kieserz (kiesiges Pocherz), Bergerz und Blendeerz (blendiges Pocherz).

α) Das in reichlicher Menge vorkommende Stufferz wird zerschlagen und nach der Hütte geschafft.

β) Schurerz wird gewalzt, zu $^3/_4$, $^3/_8$, $^3/_{16}$zölligem und Schlämmkorn separirt, die ersten 3 Sorten der Setzarbeit übergeben und das Schlämmkorn auf Schlämmgräben verwaschen.

γ) Gutes Pocherz wird verwalzt und wie Schurerz behandelt.

δ) Ordinäres Pocherz wird mit 3 Stempeln rösch gepocht; der Schossgerennvorrath geht auf Schlämmgräben und die Abgänge davon auf Setzmaschinen; Untergerennvorrath gelangt in das unter der Wäsche liegende Pochwerk zum Pochen und Verwaschen auf Kehrherden. Desgleichen gehen die Mehle und Schlämme ins Pochwerk.

ε) Kieserz, wird unten im Pochwerk gepocht und wie gewöhnlich behandelt.

ζ) Bergerz wird in der Wäsche gepocht, die Trübe fliesst theilweise ins Pochwerk in eine Trommel.

η) Blendeerz, wird wie ordinäres Pocherz behandelt und Blendeschlieg daneben gewonnen.

b) Das Grubenklein wird verwaschen, im Rätter separirt und auf dem Klaubtisch werden dieselben Erzsorten ausgehalten, wie bei den Wänden.

1 Walzwerk mit 1 Separationstrommelapparat, 1 Pochwerk mit 3 Stempeln, 7 gröbere und 1 Aftersetzmaschine, 2 Rätterwäschen, 4 Schlämmgräben.

Beim normalen Betriebe der Erzwäsche braucht man pro Sec. 1,982 Cubikfuss Wasser, an Wäschwasser überhaupt 0,528 Cbfss., nämlich an Wäschwassern auf 2 Rätterwäschen 0,203, an Wäschwassern auf 2 Schlämmgräben 0,109, an solchen Wassern auf 6 Setzmaschinen 0,216 Cubikfuss Wasser.

Bockswies. Pochw.

5) Bockswieser Pochwerk, verarbeitet ordinäre Pocherze und Bergerze zusammen. Dieselben werden wegen der Milde des Bleiglanzes vorsichtig gepocht (die Stempel erhalten wenig Hub und haben breite Pocheisen, wodurch der Bleiglanz weniger zerkleint und bei horizontaler Pochsohle rasch weggeführt wird), die Trübe fliesst in eine Trommel, gemeinschaftlich mit der gleichnamigen aus der Erzwäsche. Das Siebgrobe gelangt auf eine continuirliche Setzmaschine; das Siebfeine von $^2/_3$ Linien Grösse geht auf Stossherde, die feinen Mehle und Schlämme in einen Sumpf, von wo man sie in Spitzkasten pumpt. Der erste Spitzkasten versorgt 1 Stossherd mit Vorrath, der zweite 4 Kehrherde, der dritte 6 Kehrherde und der vierte 3 Kehrherde. Das Häuptel vom Stossherd ist gleich rein, die Abgänge davon fliessen durch ein Stuffengerenne auf den Plannenherd.

1 Pochwerk mit 6 Stempeln, 1 continuirliche und 1 Aftersetzmaschine mit beweglichem Sieb, 1 Trommel, 3 Stossherde, 4 Spitzkasten, 1 Plannenherd und 12 Kehrherde.

An Pochwassern brauchte man nach angestellten Versuchen für 6 Stempel bei Anwendung eines röschen Erzbleches pro Sec. 0,234 Cubikfuss.

C. Andreasberger Bezirk.

Derselbe umfasst nachstehende Aufbereitungswerkstätten bei St. Andreasberg und auf der dasigen Silberhütte.

Samsoner Erzwäsche und neues Pochw.

1) Samsoner Erzwäsche und neues Samsoner Pochwerk.

In demselben verarbeitet man reiche Silbererze und Grubenerze von Samson.

1) Die reichen Silbererze, welche schon in der Grube ausgehalten, in verschlossenen Kübeln zu Tage gefördert und in der Reicherzkammer aufbewahrt werden, giebt man in kleinen Quantitäten zur Scheidung auf die Scheidebank und erhält davon:

a) Silbererz (Wascherz) Nr. I mit über 10% Silber.

b) Silbererz (Wascherz) Nr. II mit 3—10% Silber.

c) Silberschurerz, welches bisher zur Hütte geliefert ist, für die Folge aber rösch gepocht und wie Schurerz behandelt werden soll, wobei man aber die Pochwasser wie beim Arsenikpochen wieder in den Pochtrog zurückführt.

d) Bleiglanzstuff, zur Hütte.

e) Schurerz und Pocherz, welche wie die gleichnamigen Grubenerze behandelt werden.

f) Silberhaltiges Arsen (Scherbenkobalt), wird durch die Hinterwand bei einem Blech von 1/8″ Maschenweite und 12″ Stempelhub nass gepocht, die Trübe durch das erste Schossgerenne geführt, aus diesem der rösche Vorrath in 4 Sümpfe ausgeschlagen und aus letzteren in einen kleineren Sumpf. Mittelst einer Pumpe hebt man das abgeklärte Wasser in den Pochtrog zurück. Nachdem man immer 1—1½ Stunde gepocht hat, schützt man eine halbe Stunde ab, um das Wasser sich klären zu lassen. Am Ende des Pochens werden die Vorräthe aus den Sümpfen ausgeschlagen und behuf der Röstung an die Hütte abgegeben.

2) Die Grubenerze (Wände und Grubenklein zusammen) werden im Erzschauer aufbewahrt, die Wände zerschlagen, die etwa sich vorfindenden reichen Silbererze ausgehalten und das Uebrige zum Grubenklein gegeben. Letz-

teres hebt man durch ein Auftragerad in die Trommelwäsche und erhält davon:

a) Klaubvorrath, welcher beim Verklauben giebt:

α) Ausschlageerz, aus welchem auf der Scheidebank dieselben Sorten ausgeschlagen werden, wie bei den Silbererzen.

β) Bleiglanzstuff, zur Hütte.

γ) Schurerz, wird im Pochwerk der Wäsche durch die Hinterwand mit 6″ hohen Blechen von $^1/_2$″ Maschenweite bei 9″ Stempelhub rösch gepocht und die Trübe in ein Röschgerenne, dann in die Mehlführung geleitet.

α′) Der aus dem Röschgerenne ausgeschlagene Vorrath kommt auf den Trommelapparat, welcher von 8‴ an dieselben Korngrössen liefert, wie die Trommelwäsche, und welche auch ebenso wie die von letzterer verarbeitet werden. Die Trübe geht in die Mehlführung.

β′) Der Schossgerennvorrath liefert bei der Verarbeitung auf Schlämmgräben Grabenschlieg Nr. I, Schwänzel (welcher beim abermaligen Verwaschen auf dem Graben Grabenschlieg Nro. II und dieselben Sorten liefert, wie der Schossgerennvorrath β′), Abgänge zu den Aftern und Pochtrübe zu γ′.

γ′) Pochtrübe, geht gemeinschaftlich aus dem Schossgerenne, von den Schlämmgräben und Setzmaschinen in 8 Sümpfe und von da in die Fluth. Der Vorrath aus den Sümpfen gelangt auf Kehrherde.

δ) Pocherz, wird im Pochhause durch die Hinterwand mit 1—1$^1/_2$″ Auswurf bei 9$^1/_2$″ Stempelhub gepocht. Die Siebe von 12″ Quadrat haben 1‴ weite Maschen. Die Trübe geht in die Mehlführung und liefert:

α′) Schossgerennvorrath Nr. I, welcher ausgeschlagen und auf Schlämmgräben verarbeitet wird zu:

α″) Grabenschlieg Nr. I.

β″) Schwänzel, welcher bei mehrmaligem Verwaschen auf Schlämmgräben Grabenschlieg Nr. II und Vorräthe wie α′ liefert.

γ″) Abgänge für den Plannenherd, nachdem sie das Abfallgerenne passirt haben. Die Körner aus letzterem werden wie Schwänzel auf Schlämmgräben ver-

waschen, das Feinere kommt auf den Plannenherd und giebt: grobgewaschenen Schlieg im ersten Waschkasten von den obersten 6 Plannen; Vorräthe im 2. und 3. Waschkasten von den folgenden 5 und 2 Plannen, zum Verwaschen auf dem Plannenherd wie γ''; Abgänge, gehen in die Aftersümpfe; (der daraus ausgeschlagene Vorrath wird im Winter durchs Afterblech von 12'' Höhe mit 5—6'' Auswurf durch die Hinterwand bei 8'' Stempelhub feingepocht und die erfolgende Trübe wie die von Bergerzen verarbeitet, nur werden die Sausümpfe nicht ausgeschlagen, sondern der Vorrath geht in die Fluth).

δ'') Trübe von den Schlämmgräben, geht gemeinschaftlich in einen grossen Schlammsumpf, welcher Kehrherdvorrath liefert, dann in die Säue.

β') Schossgerennvorrath Nr. II, geht wie α' auf Schlämmgräben und liefert nur keinen Grabenschlieg Nr. I.

γ') Untergerennvorrath für den Plannenherd; die Abgänge davon werden wie γ'' behandelt.

δ') Zähgerennvorrath, wird auf Kehrherden verwaschen zu Kehrschlieg Nr. I aus den Schliegkästen, Kehrschlieg Nr. II aus dem Schlieggerenne, (aus welchem die Wasser in Zähgerennsümpfe gehen), Unterfass-, Sau- und Sausumpfvorrath, welche Vorräthe einmal ins Unterfass verwaschen und die Vorräthe aus letzterem abermals verwaschen werden, während die Abgänge in die Fluth gelangen. Die Vorräthe aus den Säuen und Sausümpfen werden immer wieder ins Unterfass verwaschen.

ε') Zähgerennsumpfvorrath, welcher auf Kehrherden einmal ins Unterfass verwaschen wird.

ε) Bergerz, wird durch ein 10'' hohes Blech mit $^2/_3$''' Maschenweite in der Hinterwand und mit 4—5'' Auswurf feingepocht. Die Trübe wird wie bei den Pocherzen δ behandelt, nur gehen die Abgänge vom Plannenherd, sowie vom Verwaschen des Unterfasses, des Sau- und Sausumpfvorrathes sogleich in die Fluth.

ζ) Berg, wird auf die Halde gestürzt.

b) 25 Millimeter-Vorrath zum Verklauben, wobei alle Sorten des Klaubtisches und der Scheidebank erfolgen.

c) 16 Millimeter-Vorrath, wird gesetzt und giebt:

α) Bodenstuff zum Verklauben in Silber- oder Wascherz, Arsenik und Bleiglanzstuff.

β) Pocherz und Bergerz, wie oben. Der Abhub vom Reinmachen des Stuffs kommt zum Pocherz.

d) 8, 4 und 2 Millimeter-Vorrath; die einzelnen Sorten werden gesetzt und geben Stuff (von 8 Millim.), Setzschlieg Nr. I (von 4 Millim.), Setzschlieg Nr. II (von 2 Millim.), sowie Pocherz.

e) 1 Millimeter-Vorrath, wird auf Aftersetzmaschinen gesetzt und liefert Setzschlieg Nr. II, Pocherz wie beim Reinmachen des Schlieges, After für die Winterarbeit.

f) Trübe, geht in die Mehlführung, daraus auf Schlämmgräben der Wäsche.

Es befinden sich in der Samsoner Wäsche: 1 Trommelwäsche mit 1 Waschtrommel, 5 Separationstrommeln und 1 rotirenden Klaubtisch, 1 Pochwerk mit 1 Satz von 3 Stempeln, 1 Trommelapparat zum Separiren der röschgepochten Schurerze mit 3 Trommeln, 5 Setzmaschinen mit beweglichem Sieb und 1 Schlämmgraben; im Pochwerke: 1 Pochwerk mit 2 Sätzen à 4 Stempel, 3 Schlämmgräben, 1 Plannenherd mit Abfallgerenne und 6 Kehrherde.

Folgende Erz- und Schliegsorten werden zur Hütte geliefert: Silber- oder Wascherz Nr. I mit über 10% Silber, Silber- oder Wascherz Nr. II mit 3—10% Silber, Arsenikschlieg, Bleiglanzstuff, Setzschlieg Nr. I und II, Grabenschlieg Nr. I und II, grobgewaschener Schlieg, Kehrschlieg Nr. 1 und II.

2) Zweite Neufanger Wäsche. 2. Neufang. Wäsche.

Grubenerze von Samson werden auf einer Rätterwäsche separirt in:

1) Klaubvorrath, welcher beim Verklauben liefert:

a) Ausschlageerz, aus welchem auf der Scheidebank ausgeschlagen werden: Silber- und Wascherz (zur Reicherz-Kammer), Arsenik, Stuff, Schurerz, Pocherz.

b) Schurerz und

c) Pocherz, welche letzteren beiden ins Neufanger Pochwerk kommen.

d) Berg, auf die Halde.

2) $^9/_8$" Vorrath, wird verklaubt und liefert alle Sorten des Klaubtisches und der Scheidebank.

3) $^7/_8$" Vorrath, desgleichen.

4) $^6/_8$, $^5/_8$, $^4/_8$" Vorrath, wird jede Sorte für sich versetzt und liefert Stuff (zum Verklauben in Silber, Arsenik, Bleiglanzstuff und Schurerz), Schurerz und Pocherz.

5) $^3/_8$ und $^3/_{16}$" Vorrath, giebt beim Verwaschen jeder Sorte Stuff und Pocherz.

6) Trübe von der Rätterwäsche geht ins Aftergerenne, von den Setzmaschinen ins Setzgerenne, dann beide zusammen in 4 Sümpfe und aus diesen in die Fluth. Die Sümpfe geben Kehrherdvorrath für das Neufanger Pochwerk.

Der aus dem After- und Setzgerenne ausgeschlagene Vorrath wird auf Schlämmgräben verarbeitet, ersterer giebt Grabenschlieg, letzterer Setzschlieg. Die Trübe aus den Gräben passirt ebenfalls die 4 Sümpfe.

Die Wäsche enthält: 1 Rätterwäsche mit Ober- und Unterrätter und Klaubtisch, 3 Setzmaschinen mit beweglichem Sieb und 1 Schlämmgraben.

Zur Hütte werden folgende Sorten geliefert: Silber, Arsenik, Bleiglanzstuff, Grabenschlieg und Setzschlieg.

Neufanger Pochw.

3) Neufanger Pochwerk.

Dasselbe dient zur Verarbeitung der Erze von den Vereinigten Gruben (Bergmannstrost, Gnade Gottes, Abendröthe) und von Catharina Neufang.

Die Grubenerze werden auf der Halde aufgestürzt, die Wände zerschlagen und in dieselben Sorten geschieden, welche der Klaubtisch liefert. Das Zurückbleibende kommt auf die Rätterwäsche. Diese wirft die röschesten Stücke auf den Klaubtisch; was nicht durch dessen Gatter hindurchgeht, wird verklaubt, das Durchfallende nach der Korngrösse separirt. Die dabei erfolgende feinste Sorte von $1^1/_2$''' wird von einer Trommel ausgeworfen; die durch diese hindurchgehende Wäschentrübe gelangt gemeinschaftlich mit

der Trübe von den Setzmaschinen in 3 Wäschensümpfe, dann in die Fluth.

Die Rätterwäsche liefert folgende Vorräthe:

1) Klaubvorrath, welcher beim Verklauben giebt:

a) Silbererz und

b) Ausschlagerz. Beide werden auf der Scheidebank geschieden in: Silbererz zur Hütte, Bleiglanzstuff zur Hütte, Fahlerzstuff zur Hütte, Schurerz, Pocherz, Bergerz zum Verpochen und Berg auf die Halde.

c) Bleiglanzstuff zur Hütte.

d) Schurerz, wird durch ein $^3/_8''$ Blech in der Säule ohne Auswurf und bei horizontaler Pochsohle gepocht. Die Trübe geht durch ein Röschgerenne in die Mehlführung. Der Ausschlag aus letzterer wird wie beim Pocherz behandelt, während der Vorrath aus dem Röschgerenne auf den Separationsrättern separirt wird in:

α) $^3/_8''$ Korn und

β) $^3/_{16}''$ Korn, welche beide für sich gesetzt werden und dabei geben: Stuff, reingemacht zur Hütte, Schurerz zum Schurerzpochen, Rückstand oder Abhub beim Reinmachen des Stuffes zum nächsten Reinmachen, Pocherz zum Pocherzpochen.

γ) Trübe, geht in die Mehlführung.

e) Pocherz, wird durch ein Erzblech von $^1/_{10}''$ Maschenweite in der Säule mit horizontaler Sohle ohne Auswurf gepocht. Die Trübe geht zunächst durch über den Stauchsichertrögen befindliche Spitzkästen, das Ueberfliessende wird nach der hinteren Seite des Gebäudes geleitet, geht hier in einem Spitzgerenne über 12 Sümpfe, jeder mit 3 Abtheilungen, in das Zähgerenne, durch dieses in 12 grosse Pochsümpfe und dann in die Fluth.

Man erhält folgende Vorräthe:

α) Sichertrogvorrath, fällt durch den Spitzkasten auf den Stauchsichertrog, welcher liefert:

α') unreines Schlieghäuptel, giebt auf dem Reinmachesichertroge:

α'') Sicherherdschlieg Nr. I.

β'') Unterstich zum nächsten Reinmachen.

γ'') Reichen Schwänzel, zum Anreichern auf dem Sicher-

herd, wobei erfolgen: Sicherherdschlieg Nr. II, Unterstich zum nächsten Reinmachen vom Schwänzel und Abgänge zu δ''.

δ'') Armer Schwänzel, zur Verarbeitung auf den Schlämmgräben, wobei man erhält:

α''') Grabenschlieg Nr. II, zur Hütte.

β''') Unterstich vom Reinmachen des Schlieges, zum nächsten Reinmachen.

γ''') Schwänzel, liefert beim abermaligen Verarbeiten auf dem Graben: Grabenschlieg Nr. II zur Hütte und alle übrigen Sorten, wie δ''.

δ''') Abgänge, Material für den Durchlass, aus welchem erfolgen

α⁴) Plannenherdvorrath, welcher in das Abfallgerenne geschlagen und auf dem Plannenherd verarbeitet wird. Die Körner aus dem Abfallgerenne werden auf dem Schlämmgraben wie Schwänzel verarbeitet; die Trübe vom Plannenherd geht durch 5 Aftersümpfe in die Fluth; die Plannenherdbelegung giebt:

α⁵) Vorrath im ersten Waschkasten von den obersten 4—5 und im zweiten von den folgenden 4 Plannen. Beim Verarbeiten einer jeden Sorte für sich auf dem Schlämmgraben erhält man nach dem zweiten bis dritten Einzuge grobgewaschenen Schlieg und die übrigen Sorten, wie bei δ''.

β⁵) Vorrath im Rätterwaschkasten von den übrigen Plannen, kommt wieder in den Durchlass wie δ'''.

γ⁵) Unterfassvorrath, aus dem unreinen Schlieg bestehend, welcher durch die Plannen dringt und beim Reinigen des Herdes nach Entfernung der Plannen ins Unterfass gekehrt wird. Derselbe wird im Durchlass in Mehle für die Mehlführung und einen röscheren Theil separirt, welcher auf dem Schlämmgraben wie Schwänzel auf Grabenschlieg Nr. II verarbei-

tet wird. Die Wasser aus dem Unterfasse gehen in den Schlammsumpf.

β⁴) Der feinere Theil des in den Durchlass geschlagenen Vorrathes geht in die Mehlführung.

ε‴) Die Trübe von den Schlämmgräben fliesst mit der von den Sicherträgen durch 4 grosse Sümpfe, dann in die Fluth. Aus den Sümpfen erfolgt Vorrath für die Kehrherde.

β′) Abgänge vom Stauchsichertrog, kommt auf Aftersetzmaschinen.

γ′) Trübe von allen 4 Sicherträgen, geht zur Trübe von den Schlämmgräben ε‴.

β) Stossherdvorrath, aus den ersten 5 Sümpfen unter dem Spitzgerenne; jede Sorte wird für sich verstossen und liefert:

α′) unreinen Schlieg, welcher auf eine Bühne geschlagen und bei hinreichendem Vorrath auf dem Stossherde rein gemacht wird. Dabei erfolgen: Stossherdschlieg zur Hütte; Rückstand zum nochmaligen Reinmachen für sich, und Abgänge für den Plannenherd.

β′) Rückstand, erfolgt am Ende einer jedesmaligen Arbeit von dem untern Theile des Stossherdes, welcher dann ausgeschlagen und beim Wiederbeginn der Arbeit wieder auf denselben Herd gebracht wird. Sonst wird beim jedesmaligen Ausstechen des unreinen Schlieges der Vorrath vom unteren Ende des Herdes nach oben geworfen.

γ′) Abgänge, welche vom Stossherde gleich auf zwei darunter gelegene kleine Plannenherde fliessen und als Producte geben:

α″) Stossherdschlieg im ersten Waschkasten von den obersten 3—4 Plannen, zur Hütte.

β″) unreinen Schlieg im zweiten Kasten von den folgenden 4—5 Plannen, kommt auf die Bühne und wird wie der unreine Schlieg vom Stossherde α′ für sich rein gemacht.

γ″) Vorrath im dritten Kasten von den letzten 3 Plannen, geht über den Durchlass auf den Plannenherd, wie δ‴.

γ) Kehrherdvorrath, Schlämme aus den 7 letzten Sümpfen unter dem Spitzgerenne, aus dem Zähgerenne und den Pochsümpfen, passiren ein Rührwerk und gelangen alsdann auf Kehrherde, wobei erfolgen:

α') Kehrschlieg Nr. I aus dem Schliegkasten.

β') Kehrschlieg Nr. II aus dem Schlieggerenne; die Wasser aus demselben gehen in die Sausümpfe.

γ') Unterfassvorrath zum abermaligen Verwaschen auf Kehrherden; die Abgänge gelangen in die Fluth, nur beim Abläutern ins Unterfass.

δ') Sauvorrath und

ε') Sausumpfvorrath, welche beide Material für den Kehrherd geben.

f) Bergerz wird feingepocht und die Trübe wie bei den Pocherzen behandelt, nur lässt man die Abgänge vom Plannenherd, vom Verwaschen des Unterfasses, des Sau- und Sausumpfvorrathes sogleich in die Fluth.

g) Kalkspath, wird wie Bergerz behandelt und der davon fallende Sand verkauft.

h) Berg, zur Halde.

2) $^{5}/_{4}$zölliger Vorrath wird verklaubt und liefert alle Sorten des Klaubtisches.

3) 1zölliger Vorrath wird gesetzt und liefert:

a) Bodenstuff, zum Verklauben in: Silbererz (wie 1. a), Bleiglanzstuff, Fahlerzstuff, Schurerz, Pocherz.

b) Pocherz, wie 1. e.

c) Bergerz, wie 1. f.

4) $^{3}/_{4}$, $^{9}/_{16}$, $^{3}/_{8}$, $^{3}/_{16}$zölliger Vorrath, wird jede Sorte für sich gesetzt und liefert: Stuff, Schurerz (nur beim Reinmachen des Stuffs, kommt zum nächsten Reinmachen), Pocherz und Bergerz.

5) $1^{1}/_{2}'''$ Korn, von der Trommel ausgeworfen, giebt auf der Aftersetzmaschine: Stuff, Rückstand (Schurerz, nur beim Reinmachen, kommt zum nächsten Reinmachen), Pocherz und After zur Winterarbeit.

Die Setzfassvorräthe von den verschiedenen Setzmaschinen werden von Zeit zu Zeit auf den Separationsrätter ausgeschlagen und wie gepochtes Schurerz behandelt; die Trübe gelangt zur Wäschentrübe.

An Aufbereitungsapparaten besitzt das Werk: 1 Rätterwäsche mit 1 Wäschenrätter, 2 Separationsrättern und 1 Separationstrommel, 4 Setzmaschinen mit beweglichem Sieb, darunter 1 Aftersetzmaschine, 1 Pochwerk mit 3 Sätzen à 3 Stempel, 1 Separationsrätter, 4 Sicherherde (3 Stauch- und 1 Reinmachesicherherd), 1 Schlämmgraben, 1 Durchlass, 2 Plannenherde mit Abfallgerennen, 1 Stossherd mit 2 darunter liegenden Plannenherden und 10 Kehrherde.

Das Pochwerk liefert folgende Schliegsorten zur Hütte: Silbererz (Wascherz), Stuff von der Handscheidung und den Röschsetzmaschinen, Setzstuff Nr. I von $^3/_{16}$″ Korn, desgleichen Nr. II von $1^1/_2$‴ Korn, Sicherherdschlieg Nr. I und Nr. II, Grabenschlieg Nr. I und Nr. II, grobgewaschenen Schlieg, Stossherdschlieg, Kehrherdschlieg Nr. I und II.

4) Andreaskreuzer Pochwerk.

Dasselbe verarbeitet fahlerzreiche Erze von der Grube gleichen Namens. Bei dem geringen specifischen Gewichte des Fahlerzes muss man besondere Sorgfalt darauf verwenden, dass sich die Erztheilchen aus der Trübe möglichst vollständig absetzen, damit das Fahlerz vom Wasser nicht fortgeführt wird. Man lässt deshalb das Wasser sich in der Mehlführung sehr langsam und ruhig bewegen, giebt den Herden geringere Neigung und concentrirt die Schliege weniger. Andreaskr. Pochw.

Die Wände werden zunächst auf der Halde zerschlagen und separirt; das Grubenklein separirt man auf der Rätterwäsche zu folgenden Sorten:

1) Klaubevorrath, giebt auf dem Klaubtische:

a) Ausschlageerz, von welchem auf der Scheidebank fallen:

α) Fahlerzstuff, zur Hütte.

β) Bleiglanzstuff, zur Hütte.

γ) Schurerz, wird durch ein $^1/_2$″ weites Stängelblech in der Hinterwand gepocht bei 11″ Stempelhub. Man erhält dabei:

α′) Rösche Vorräthe, welche aus dem Gerenne ausgeschlagen und der Rätterwäsche übergeben werden, welche dieselben in Setzvorräthe wie bei 2—6 separirt.

β') Trübe für die Mehlführung, wird ähnlich, wie die von Pocherzen behandelt.

δ) Pocherz, wird durch ein Erzblech von $^1/_{10}$" Maschenweite in der Säule gepocht, bei horizontaler Unterlage und 11" Stempelhub. Die Trübe fliesst aus dem Pochtroge in ein Spitzgerenne, unter welchem sich 4 Sümpfe — zwei für die Schossgerennvorräthe und zwei für Untergerennvorräthe — befinden. Die Trübe aus dem Spitzgerenne geht durch 3 der Länge nach neben einander liegende Sümpfe in einen quer davor liegenden Sumpf, aus diesem tritt dieselbe, in 3 Theile getheilt, durch drei neben einander befindliche lange Zähgerenne. Die am Ende derselben sich wieder vereinigende Trübe fliesst durch 12 ausserhalb des Pochwerks liegende Sümpfe und von da in die Fluth.

Es resultiren dann folgende Vorräthe:

α') Röscher Schossgerennvorrath aus dem ersten Sumpfe unter dem Spitzgerenne, giebt beim Verarbeiten auf Schlämmgräben:
- α^2) Grabenschlieg Nr. II.
- β^2) Schwänzel, wovon beim abermaligen Reinmachen auf dem Graben erhalten werden:
  - α^3) Grabenschlieg Nr. II.
  - β^3) Schwänzel, welcher wie β^2 verarbeitet wird.
  - γ^3) Abgänge, zur Verarbeitung im Abfallgerenne und auf dem Plannenherde; es erfolgen:
    - α^4) Körner aus dem Abfallgerenne, werden auf dem Schlämmgraben wie Schwänzel verarbeitet.
    - β^4) Die Belegung des Plannenherdes giebt:
      - α^5) Grobgewaschenen Schlieg im 1. Waschkasten von den oberste 10 Plannen.
      - β^5) Unreinen Schlieg im zweiten Waschkasten von den folgenden 3 Plannen, wird oben auf den Plannenherd aufgestürzt und ins Unterfass verwaschen, wobei man dieselben Sorten, wie bei β^4 erhält.
      - γ^5) Vorrath im dritten Waschkasten von den letzten Plannen, wird auf Schlämmgräben wie Schwänzel verarbeitet.

δ^5) Kehrschlieg im Schliegkasten, fällt beim Reinmachen des Herdes nach dem Abnehmen der Plannen und kommt zum Kehrschlieg von den Kehrherden; die Wasser aus dem Schliegkasten gehen in die der Kehrherde.

ε^5) Unterfassvorrath vom Abläutern beim Reinmachen des Herdes und vom Verwaschen des zweiten Waschkastens, wird auf dem kleinen Plannenherde verwaschen, die Abgänge gelangen in die Fluth und die Trübe aus dem Unterfasse in die Unterfässer der Kehrherde.

γ^4) Trübe vom Plannenherde, geht in 5 Aftersümpfe, dann in die Fluth. Die After werden im Winter durch ein Afterblech von $^2/_3$''' Maschenweite in der Säule mit 6—7" Auswurf und wenig Wasser bei horizontaler Pochsohle und 9" Stempelhub feingepocht und die Trübe davon ebenso behandelt wie bei Pocherzen, nur gehen die Abgänge vom Plannenherde sogleich in die Fluth.

γ^3) Abgänge vom Schlämmgraben, zum Afterhaufen.

δ^3) Trübe, kommt von allen 4 Schlämmgräben zusammen in einem grossen Schlammsumpf, welcher Kehrherdvorrath liefert, und geht dann in Sausümpfe.

β^1) Zweiter Schossgerennvorrath aus dem zweiten Sumpfe unter dem Spitzgerenne, wird wie der erste behandelt, nur kommen die Abgänge vom Schlämmgraben nicht zum Afterhaufen, sondern zum Plannenherde.

γ') Untergerennvorrath aus den letzten 2 Sümpfen unter dem Spitzgerenne, kommt in ein Rührwerk mit einem Spitzkasten, welcher zur Abhaltung der Unreinigkeiten mit einem groben Siebe überdeckt ist. Der röschere Theil des Vorraths tritt unten aus dem Spitzkasten auf einen kleinen Plannenherd, der feinere geht über dem Spitzkasten hinweg abwechselnd auf 2 zu beiden Seiten des Plannenherdes liegende Kehrherde. Von beiden Apparaten erfolgen die gewöhnlichen Sorten.

δ') Zähgerennvorrath aus den drei grossen Zähgerennen und den vier kleinen Sümpfen, kommt ebenso, wie die Vorräthe aus den Pochsümpfen und alle übrigen Kehr-

herdvorräthe in ein Rührwerk und von da auf Kehrherde, auf welchen jede Sorte für sich verwaschen wird und dabei liefert:

α^2) Kehrschlieg im Schliegkasten und Schlieggerenne, aus welchem letzteren die Wasser in die Sausümpfe gehen.

β^2) Unterfassvorrath, wird wieder auf Kehrherden verwaschen, die Abgänge gehen in die Fluth und nur beim Abläutern ins Unterfass. Die Wasser aus letzterem fliessen in die 4 Säue, von da durch 11 Sausümpfe in die Fluth. Die Vorräthe aus den Säuen und Sausümpfen kommen zum Verwaschen auf Kehrherde, wie δ'.

b) Pocherz, wird wie δ behandelt.

c) Berg, zur Halde.

2) Vom Rätter separirter $^3/_4$, $^1/_2$, $^3/_8$ und $^3/_{16}$zölliger Vorrath, wird gesetzt und liefert: Stuff und Pocherz; der Abhub beim Reinmachen des Stuffs kommt wieder in die Bühne.

3) 1‴ Vorrath, von der Trommel ausgeworfen, giebt auf der Aftersetzmaschine Stuff und After zur Winterarbeit. Der Setzfassvorrath wird wie gepochtes Schurerz behandelt, die Trübe von den Setzmaschinen geht durch zwei Setzsümpfe, welche Kehrherdvorrath liefern, in die Fluth.

4) Schlämmvorrath, wird wie das rösche Schossgerenn 1 a δ α' auf 2 Schlämmgräben verarbeitet. Die Schlämmwasser aus den Gräben treten in die Mehlführung.

5) Wäschentrübe, passirt 2 Wäschensümpfe, welche Kehrherdvorrath liefern, und tritt von da in den Schlammsumpf der Schlämmgräben.

An Apparaten enthält das Pochwerk: 1 Rätterwäsche mit Ober- und Unterrätter und Separationstrommel, 4 Setzmaschinen, 2 Schlämmgräben für den Wäschenschlämmvorrath, 4 desgleichen für den Schossgerennvorrath, 1 Plannenherd mit Abfallgerenne, 1 kleinen Plannenherd für den Untergerennvorrath mit 2 daneben liegenden Kehrherden und 6 Kehrherde.

Man erhält folgende Sorten für die Hütte: Fahlerzstuff,

Bleiglanzstuff, Setzstuff, Grabenschlieg Nr. I und II, grobgewaschenen Schlieg und Kehrschlieg.

5) Felicitaser (Altes Samsoner) Pochwerk. Felicitaser Pochw.

In demselben werden die Erze von Felicitas, welche viel Fahlerz enthalten, ähnlich aufbereitet, wie die Andreaskreuzer Erze.

Die Wände werden auf der Halde zerschlagen und in die Sorten des Klaubtisches geschieden, das Grubenklein giebt auf der Rätterwäsche:

1) Klaubvorrath, von welchem beim Verklauben erfolgen:

a) Ausschlagerz, aus welchem auf der Scheidbank nachstehende Sorten gebildet werden:

α) Bleiglanzstuff.

β) Fahlerzstuff.

γ) Silbererze (Wascherze).

δ) Schurerz, wird durch ein $^3/_8$zölliges Blech in der Säule ohne Auswurf bei horizontaler Sohle gepocht. Der Erzstempel hat 12, der Mittelstempel 11 und der Blechstempel 10″ Hub. Die Pochtrübe fliesst durch ein Röschgerenne in dieselbe Separationstrommel, in welche auch die Wäschentrübe gelangt. Der aus dem Röschgerenne ausgeschlagene Vorrath wird auf der Rätterwäsche separirt und gesetzt, wie die Vorräthe vom Grubenklein. Die Trübe geht mit der Wäschentrübe durch die Trommel und wird wie die Trübe vom Pocherzpochen behandelt.

ε) Pocherze, werden durch ein Blech von $^1/_{10}$″ Maschenweite in der Säule mit 1″ Auswurf und bei horizontaler Sohle gepocht. Die Trübe geht durch die Separationstrommel, der von derselben ausgetragene $^1/_{10}$zöllige Vorrath wird wie oben gesetzt, die durchgehende Trübe gelangt in die Mehlführung. Diese besteht aus einem Schossgerenne, einem Untergerenne und einem quer liegenden Spitzgerenne, aus welchem die Trübe, in 5 Theile gesondert, in 5 neben einander befindliche lange Zähgerenne gelangt. Am Ende derselben vereinigt sich die Trübe wieder und tritt durch 9 vor dem Werke befindliche Pochsümpfe in die Fluth. Bei dieser Einrichtung wird die Separation nach dem Korne und das gehörige Absetzen der Schlämme besser erreicht,

als im Andreaskreuzer Pochwerk, indem 2 Zähgerenne mehr vorhanden sind, auch die Trübe schon durch das Spitzgerenne separirt wird, so dass im ersten Gerenne röschere Schlämme sind, als im letzten.

Die Mehlführung liefert nach Vorstehendem:

α') Schossgerennvorrath, welcher auf 4 Schlämmgräben verarbeitet wird zu

α²) Grabenschlieg Nr. I.

β²) Schwänzel, wird wieder auf dem Graben verarbeitet und giebt

α³) Grabenschlieg Nr. II.

β³) Alle Sorten, wie α'.

γ²) Abgänge vom Schlämmgraben, welche in den Durchlass kommen. Dieser liefert

α³) Plannenherdvorrath, welcher giebt

α⁴) Körner aus dem Abfallgerenne, zum Verarbeiten auf Schlämmgräben, wie Schwänzel.

β⁴) Plannenherdbelegung, und zwar

α⁵) Grobgewaschenen Schlieg im ersten Kasten von den oberen 7—8 Plannen.

β⁵) Unreinen Schlieg im zweiten Waschkasten von den folgenden 7—8 Plannen, und im dritten von den letzten 3 Plannen; wird auf dem Schlämmgraben durch zweimaliges Einziehen zu grobgewaschenem Schliege angereichert. Die Abgänge hiervon werden auf den Kehrherden verwaschen.

γ⁵) Setzschlieg im Schliegkasten vom Abkehren beim Reinmachen des Herdes, kommt zum Kehrschlieg.

δ⁵) Unterfassvorrath, vom Abläutern beim Reinmachen des Herdes, giebt Kehrherdvorrath.

γ⁴) Trübe vom Plannenherde, geht durch die Aftersümpfe in die Fluth. Die After werden im Winter durch ein Afterblech von $^2/_3'''$ Maschenweite in der Säule mit 7—8" Auswurf feingepocht, indem die Sohle 2—3" Ansteigen und die Stempel 9" Hub haben. Die Trübe wird wie beim Erzpochen weiter behandelt, nur erhält man

eine Sorte Grabenschlieg und der Vorrath aus dem ersten Waschkasten des Plannenherdes, sowie die Vorräthe aus dem zweiten und dritten Kasten werden auf dem Schlämmgraben reingemacht.

β^3) Schlamm für den Kehrherd, aus der zweiten Abtheilung des Durchlasses.

γ^3) Trübe vom Durchlass, geht in den Schlammsumpf.

δ^2) Trübe von den 4 Schlämmgräben, geht in einen grossen Schlammsumpf, aus diesem in die Säue.

β') Untergerennvorrath, sowie Zähgerenn-, Pochsumpf- und alle übrigen Kehrherdvorräthe kommen in ein Rührwerk, aus diesem auf Kehrherde und geben dann

α^2) Kehrschlieg im Schliegkasten und in dem Schlieggerenne; die Wasser aus diesem gehen in die Pochsümpfe.

β^2) Unterfassvorrath, wird wieder auf dem Kehrherde verwaschen, die Abgänge gehen in die Fluth, nur beim Abläutern ins Unterfass.

γ^2) Sauvorrath und

δ^2) Sausumpfvorrath, geben wieder Kehrherdvorrath, wie β'.

b) Schurerze, werden, wie angegeben, behandelt.

c) Pocherze desgleichen.

d) Berg, zur Halde.

e) Kalkspath, kommt hier reichlich vor, wird durch Mittelvorsetzbleche von $^1/_{12}$″ Maschenweite gepocht und wie Pocherz verarbeitet. Die Abgänge vom Schlämmgraben kommen jedoch nicht auf den Plannenherd, sondern werden als Stubensand verkauft.

2) Setzvorrath von $^3/_4$ und $^3/_8$″, giebt beim Setzen

a) Stuff, welcher beim Verklauben Bleiglanzstuff und Fahlerzstuff liefert.

b) Schurerz, nur beim Reinmachen des Stuffs erfolgend.

c) Pocherz zum Feinpochen.

3) $^3/_{16}$″ Korn wird gesetzt und liefert dieselben Sorten, wie 2, nur wird der Stuff nicht verklaubt.

4) Wäschentrübe, wird durch eine Separationstrommel separirt in:

a) $^1/_{10}''$ Vorrath, den Auswurf der Trommel, welcher auf Aftersetzmaschinen, wie 3, gesetzt wird.

b) Trübe, welche durch die Trommel geht, gelangt mit der Pochtrübe in die Mehlführung.

Das Pochwerk enthält: 1 Rätterwäsche mit Ober- und Unterrätter, 1 Separationstrommel, 5 Setzmaschinen (3 mit feststehendem Siebe und 2 Aftersetzmaschinen mit beweglichem Siebe), 1 Pochwerk mit 2 Sätzen à 3 Stempel, 4 Schlämmgräben, 1 Durchlass, 1 Plannenherd mit Abfallgerenne, 6 Kehrherde.

Nach der Hütte kommen zur Anlieferung: Stuff vom Ausschlagen und vom Setzen des $^3/_4$ und $^3/_{16}''$ Korns, Fahlerzstuff ebendaher, Setzschlieg vom Setzen des $^3/_{16}$ und $^1/_{12}''$ Korns, Grabenschlieg Nr. I und II, grobgewaschener Schlieg, Kehrschlieg.

Andreasberger Krätzpochwerk.

6) Krätzpochwerk auf Andreasberger Silberhütte.

An das Krätzpochwerk werden alle Abfälle, wie Herdmergel, Schur von den Treib- und Schmelzöfen, Asche aus den Windöfen der Treiböfen etc. abgegeben. Diese werden auf einer Wäsche mit 2 Rättern verwaschen und erfolgen dabei:

1) Klauberz über $^3/_4$zöllig, welches verklaubt wird in:

a) Ofenbruch, der zur Hütte kommt.

b) Reine Barnsteinstücke, Holzgenist, Kohlenklein, Mörtel etc., werden abgesetzt.

c) Unreine Barnsteinstücke. Dieselben werden zunächst mittelst Hammer geschieden, die reinen Stücke abgesetzt, die unreinen durch das Mittelblech gepocht und auf Schlämmgräben verwaschen. Der untere Theil aus den Schlämmgräben geht, nachdem in einem Durchlasse der Schlamm ausgezogen ist, über den Plannenherd und wird an die Afterarbeit abgegeben.

2) $^3/_4$—$^3/_{16}$zölliges Korn, wird gesetzt, die Abzüge kommen nach dem Verpochen auf Schlämmgräben, die untere Hälfte aus denselben geht, nachdem in einem Durchlasse der Schlamm ausgezogen ist, über den Plannenherd und kommt zur Afterarbeit.

3) Schlämmkorn, zum Verwaschen auf Schlämmgräben, die untere Hälfte aus denselben wird gesetzt, nachdem in einem Durchlasse der Schlamm ausgezogen ist. Die Abzüge vom Setzen werden durchs Afterblech gepocht. Der dabei erfolgende röschere Vorrath wird auf Schlämmgräben verwaschen, die untere Hälfte aus denselben geht zur Ausziehung des Schlammes durch einen Durchlass, von da über einen Plannenherd in die Fluth. Den feineren Vorrath verwäscht man auf Kehrherden.

Als fertige Producte werden abgegeben: Ofenbruch, $^3/_4$—$^3/_{16}$zöllige Graupen, Schlieg von den Schlämmgräben (grb.), von dem Plannenherd (ggw.) und Kehrschlieg. (Khr.)

Im Pochwerk befindet sich 1 Wäsche mit 2 Rättern, 1 Pochwerk mit 6 Stempeln, 3 Setzmaschinen mit festliegendem Sieb, 3 Schlämmgräben, 1 Plannenherd und 3 Kehrherde.

IV. Haushaltsverhältnisse im Betriebsjahre 185$^5/_6$.

In den drei Bezirken des Oberharzes sind im Jahre 185$^5/_6$ (die nächstfolgenden beiden Jahre sind wegen herrschenden Wassermangels keine Normaljahre) nach Gillon zur Aufbereitung gekommen: 8362 Treiben 29$^5/_{12}$ Tonnen[1]) Erz bei einem Personal von 5 Oberpochsteigern, 83 Pochsteigern und 1393 Arbeitern in 56 Pochwerken und Wäschen. Es erfolgten davon: 199,595 Ctnr. (alt. Gew.) Stufferze und Schliege mit einem Gehalt von 42,176 Mrk. 12$^1/_4$ Lth. Silber, 110,551 Ctnr. 11 Pfd. Blei und 872 Ctnr. Kupfer. Summarische Production.

Im Clausthaler Bezirk kamen in 31 Pochwerken und Wäschen bei 2 Obersteigern, 53 Pochsteigern und 860 Arbeitern zur Aufbereitung: 5359 Treiben 34$^{11}/_{12}$ Tonnen = 34,131.67 Cubikmeter Erz. Davon erfolgten Clausthaler Bezirk.

2498 Röste Stufferz vom Scheiden und Setzen,
1290$^5/_6$ „ Schlieg von der Wäscharbeit,

3788$^5/_6$ Röste mit einem Trockengewicht von 148,972 Ctnr. = 7,299,628 Kilogr.

---

1) 1 Treiben = 40 Tonnen à 0,159 Cubikmeter; 1 alter Centner = 100 Pfd. = 200 Mark = 3200 Lth. = 49 Kilogr.; 1 Thlr. = 24 Gutegroschen = 288 Pfennige = 3,75 Francs.

In diesen Producten waren enthalten

27,493 Mrk. 3/4 Lth. = 6,735 706/1000 Kilogr. Silber,
79,707 Ctnr. 82 Pfd. = 3,905,683 „ Blei,
715 Ctnr. 68 Pfd. = 35,068 „ Kupfer,

wonach der mittlere Gehalt des bleiischen Schlieges 0,098% Silber und 56,920% Blei, der kupferigen Schliege 18,82% beträgt.

Hieraus ergiebt sich, dass 1 Cubikmeter aufbereitetes Erz im Durchschnitt 0.197 Kilogr. Silber, 114.440 Kilogr. Blei und 1,030 Kilogr. Kupfer enthält.

Die Aufbereitungskosten incl. der Tageförderkosten der Erze nach den Pochwerken und der Producte derselben nach den Hütten betrugen 62,743 Thlr. 17 Ggr. 2 Pf. = 235,298 Fr. 94 C., und danach die Kosten auf

1 Tonne gefördertes Erz . . . 6 Ggr. 9,7 Pf.
1 Cubikm. „ „ . . . 6,69 Fr.
1 Ctnr. aufbereitetes Erz . . . 10 Ggr. 1,3 Pf.
100 Kilogr. „ „ . . . 32,23 Fr.

Vergleicht man die Resultate der Aufbereitung in den Jahren 1848[1]) und 1849[2]) mit den obigen, so ergiebt sich, dass jetzt zur Aufbereitung derselben Fördermasse bei wesentlich verminderter Arbeiterzahl die Kosten in Folge der verbesserten Einrichtung der Pochwerke nicht unbedeutend herabgegangen sind.

In den Jahren 1853—1856 sind in den Clausthaler Thalspochwerken auf 1000 Gewichtstheile gefördertes Erz erhalten: 36 Stufferz, 105 Schurerz, 225 Pocherz, 472 Bergerz und 172 Berg.

Zellerfelder Bezirk.

Im Zellerfelder Bezirk wurden in 16 Pochwerken bei 2 Oberpochsteigern, 23 Pochsteigern und 378 Arbeitern 2401 Treiben 37 3/4 Tonnen = 15,295.58 Cubikmeter gefördertes Erz aufbereitet und davon erhalten

---

1) *Rivot*, c. l. p. 172.

2) *Jugler*, c. l. Tabelle VI. (In Tabelle VII ist eine Zusammenstellung der Erfolge der Aufbereitung im Clausthaler Bezirke von den Jahren 1825, 1835 und 1845 gegeben.)

860¹/₁₂ Röste Stufferz von Scheidung und Setzarbeit,
600¹/₁₂ „ Schlieg von den Wäscharbeiten,

1460¹/₆ Röste mit 55,411 Ctnr. = 2,715,139 Kilogr. Trockengewicht und folgendem Metallgehalt:

Silber	10958 Mrk.	15³/₄ Lth.	=	2,678⁹¹/₁₀₀₀	Kil.
Blei	39169 Ctnr.	99 Pfd.	=	1,625,329	„
Kupfer	156 Ctnr.	33 Pfd.	=	7,660	„

Es enthielt der bleiische Schlieg 0,101% Silber und 61,410% Blei, der kupferige Schlieg 11,16% Kupfer. Danach hat ein Cubikmeter gefördertes Erz eine Quantität Schlieg geliefert, welche 0.175 Kilogr. Silber, 106.260 Kilogr. Blei und 0.500 Kilogr. Kupfer enthält.

Die Aufbereitungskosten betrugen 48,567 Thlr. 7 Ggr. 3 Pf. = 182,127 Fr., oder wenn man den sehr hohen Ansatz für Constructionen weglässt, für 1 Cubikmeter gefördertes Erz 6,37 Fr. und für 1000 Kilogr. aufbereitete Erze 35,89 Fr. Diese Zahlen sind höher, als diejenigen, welche man für den Clausthaler Bezirk erhalten würde, wenn man die Berechnung auf dieselben Grundsätze basiren wollte, wie vorliegend. Es wird jedoch dieses Verhältniss gemindert, wenn man in Rücksicht zieht, dass im Clausthaler Bezirke das Verhältniss von Stuff und Schlieg wie 2 : 1, im Zellerfelder Bezirk wie 4 : 3 ist, dagegen die Schliege mehr angereichert sind.

Man nimmt wohl annähernd an, dass die Metallverluste bei der Aufbereitung von Schurerzen 4%, von Pocherzen 8—9% und von Bergerzen 17—20% betragen; beim Verwaschen der Schlämme steigt der Verlust auf 40% und mehr.

Die 9 Pochwerke im Andreasberger Bezirke haben bei 1 Oberpochsteiger, 7 Pochsteigern und 155 Arbeitern 600 Treiben 37³/₄ Tonnen = 3,846.81 Cubikmeter gefördertes Erz aufbereitet und geliefert: 137 Röste Schlieg mit 5211 Ctnr. 90 Pfd. = 255,383 Kilogr. Trockengewicht. Die Schliege enthielten Andreasberger Bezirk.

Silber	3744 Mrk.	11³/₄ Lth.	=	917.459	Kilogr.
Blei	1673 Ctnr.	30 Pfd.	=	81,992	„

wonach der mittlere Schlieggehalt 0.359% Silber und 32.10% Blei betrug. Die Berechnung ergiebt hieraus, dass ein

Cubikmeter gefördertes Erz in dem aufbereiteten 0.240 Kilogr. Silber und 21.420 Kilogr. Blei gegeben hat.

Die Kosten der Aufbereitung betrugen 9617 Thlr. 17 Ggr. 11 Pf. = 36,066.54 Fr., was auf ein Cubikmeter gefördertes Erz 9.42 Fr. und auf 1000 Kilogr. aufbereitetes Erz 141.22 Fr. macht. Rechnet man nur die Aufbereitungskosten und Transportkosten, so vermindern sich diese Zahlen auf resp. 5.83 und 87.43 Fr. Der erzeugte Schlieg ist fast 4 mal silberreicher, als der des Clausthaler Bezirks. Die Beschaffenheit der Erze erfordert ein Feinpochen und in Folge dessen eine Ausdehnung der Wäscharbeiten.

(Die Erzförderung, die Schlieglieferung und das Metallausbringen des Oberharzischen Silberbergbaues in einem Jahre nach dem Durchschnitte der Jahre 1848—$185^7/_8$ ergiebt sich aus der Anlage II.)

Gewichte verschiedener Erze.

Die Masse der geförderten Erze berechnet man nach Treiben = 40 Vierkübeltonnen à 7 Cbfss. 164 Cbzll. Erz. 1 Kübel = 1 Cbfss. 1336,5 Cbzll. Eine Erzhöhle zur Anfuhr der Erze enthält 5 oder 6 Tonnen.

Angestellte Versuche haben nachstehende Gewichtsverhältnisse für Erze ergeben:

	1 Treiben.		1 Tonne.	
	Ctr	℔	Ctr	℔
1) Dorotheer Erze.				
Grubenklein, Tiefbau	263	4	6	57,6
Desgl., oberer Bau	237	78	5	94,459
Schurerz (Knörper)	249	61	6	24,034
Pocherz „	203	92	5	9,804
Bergerz „	188	58	4	71,452
Schurerz-Krümpfe	325	20	8	12,997
Pocherz- „	211	97	5	29,915
2) Caroliner Erze.				
Grubenklein, Tiefbau	230	86	5	77,155
„ oberer Bau	203	22	5	8,05
Schurerz (Knörper)	248	63	6	21,587
Pocherz „	196	81	4	92,031
Bergerz „	197	—	4	92,498
Schurerz-Krümpfe	270	90	6	77,245
Pocherz „	189	—	4	72,504

3) Bergmannstroster Erze.	1 Treiben.		1 Tonne.	
	Ctr	Pfd	Ctr	Pfd
Grubenklein	228	66	5	71,658
Schurerz	215	52	5	38,803
Pocherz	186	41	4	66,014
Bergerz	168	30	4	20,743
Eisenspäthiges Setz-Bergerz	—	—	4	50
4) Altensegner Erze.				
Grubenklein	234	67	5	86,684
Schurerz	284	65	7	11,621
Setzabhübe von Schur- und Pocherzgraupen	234	76	5	86,899
Bergerz-Knörper	221	61	5	54,032
5) Bergwerkswohlfahrter Erze.				
Grubenklein, armes	191	57	4	78,936
Bergerzgraupen, schwerspäthig	190	45	4	76,129
Bergerzknörper „	212	68	6	31,689
Bergerzgraupen, thonschiefrig	181	92	4	54,789
Bergerzknörper „	186	49	4	66,219
6) Neue Margarethe.				
Setzabhub (Bergerz)	166	93	4	17,313

Pochsiebe.

Pochsiebe.	Maschenweite.
Rösche messingne Schurbleche	1/8″
Mittelschurbleche	1/10″
Erzvorsetzbleche	1/10″
Feine messingne Schurbleche	1/12″
Mittelvorsetzbleche	1/12″
Afterbleche	2/3‴
Rösche eiserne Schurbleche	9/16″
Eiserne Mittelschurbleche	3/8″
Feine eiserne Schurbleche	3/16″
Eiserne Rätterbleche	3/8″
Eiserne Rätterbleche	3/11″

§. 5. Uebernahme und Aufbewahrung der aufbereiteten Erze.

Verwägen der Schliege.

Die nassen Schliege und Graupen (3/16″ Korn) werden aus den Pochwerken auf der Axe oder auf Schienenbahnen in das Schliegmagazin der Hütte geschafft und hier verwogen; die Stufferze und gröberen Graupen dagegen kommen zunächst in das auf der Hütte befindliche Stuffpochwerk, um hier zerkleinert zu werden und von da als trockene Schliege

zum Verwägen. 1 Rost Stuff zu pochen kostet zu Clausthaler Hütte 5 Ngr. 6 Pf.

Der trockene Schlieg wird in der obern, der nasse in der untern Etage des Magazins mit Trögen oder mittelst Schaufeln in einen cylindrischen, eisernen, mit Griffen versehenen, etwa 25 Pfd. schweren Kübel von 11—12 Z. Höhe und 18 Z. Durchmesser eingefüllt, welcher auf der einen rostartig durchbrochenen Wagschaale steht und etwa 1¼ Cbfss. enthält. Man wiegt möglichst genau jedesmal einen Centner Schlieg ab und stürzt denselben in die Felder, welche die betreffende Grube im Schliegmagazin hat. Man entleert den Kübel sogleich in die nahen Felder, in die entfernteren wird der abgewogene Schlieg in Karren geschafft. Die einzelnen Schliegsorten, welche eine Grube liefert, werden in sofern separirt gehalten, als man die nassen Schliege in der unteren, die trockenen Schliege in der obern, mehr Holzwerk enthaltenden Etage des Schliegmagazins, dann die verschiedenen Schliegsorten einer Grube in getrennten Feldern aufbewahrt. Ein Schliegfeld fasst etwa 200 Ctnr. Schlieg. Die reichen Andreasberger Erze (Wascherze) werden in verschlossenen Kübeln aus den Gruben in die Zechenhäuser transportirt, hier unter Verschluss bis zur Lieferung aufbewahrt, dann in verschlossenen Kästen nach der Hütte gefahren, im dasigen Stuffpochwerk in Gegenwart des Oberpochsteigers gepocht, hierauf bei Anwesenheit der Hüttenbeamten, des Oberpochsteigers und des Schichtmeisters der betreffenden Grube bis auf Pfunde ausgewogen, dabei Probe genommen und sodann in einer verschliessbaren Kammer auf dem Beschickungsboden aufbewahrt.

Ist der letzte Rest der Schliegladung kein voller Centner mehr, so wird derselbe zur Clausthaler und Altenauer Hütte, wenn er nach der Schätzung unter ½ Centner bleibt, nicht angerechnet, wenn über ½ Centner, als voll genommen. Liefert kurz darauf dieselbe Grube Schlieg, so wird der Rest beim nächsten Schliegwägen zum ersten Centner gethan. Von diesem ersten Centner wird dann keine Probe genommen. Zur Lautenthaler Hütte wird der Rest ebenfalls aufbewahrt und demnächst derselben Grube, wenn

auch einer andern Schliegsorte zugetheilt; zur Andreasberger Hütte, wo das Auswägen bei ordinairen Rösten nach Centnern, bei reichen Rösten bis auf Pfunde stattfindet, wird der Bruchtheil des Centners armer Erze notirt und der betreffenden Grube bei der folgenden Schlieglieferung zugesetzt, bei reichen Erzen aber die Pfunde gleich mit angerechnet.

Die Berechnung der angelieferten Schliege geschicht nicht nach Centnern, sondern nach einer grössern Einheit, dem Roste, welcher ungefähr so viel Centner enthält, als man in einer 12stündigen Schicht durchschmilzt. Je nach der Qualität des Schlieges rechnet man auf einen Rost eine verschiedene Centnerzahl. Das Trockengewicht eines Rostes nasser Schlieg kann zwischen 37 und 40, bei trockenem oder Stuff-Schlieg zwischen 34 und 38 Centner schwanken.

Zur Norm nimmt man bei Berechnungen, dass 1 Rost trockner Schlieg 36 Centner enthält.

Es kommen auch, da nicht immer volle Röste angeliefert werden, nach Ermittlung des Nässgewichtes Bruchröste nach Zehnteln zur Berechnung.

Die Centnerzahl, welche man zur Bildung von Bruchrösten verwendet, variirt bei den trocknen und nassen Schliegen.

Man rechnet	3—5	Ctnr.	als	0,1	Röste
	6—8	„	„	0,2	„
	9—12	„	„	0,3	„
	13—15	„	„	0,4	„
	16—20	„	„	0,5	„
	21—23	„	„	0,6	„
	24—27	„	„	0,7	„
	28—30	„	„	0,8	„
	31—33	„	„	0,9	„
	34—38	„	„	1,0	„
	42—44	„	„	1,2	„

Jedes Schliegfeld enthält ein Täfelchen, auf welchem verzeichnet sind: Name der Grube und des liefernden Pochsteigers, die Schliegsorte, die Centnerzahl der einzelnen Röste und darunter, Lagerbuchsnummer der Röste und des betreffenden Feldes. So bezeichnet z. B.

Kranich

NN. —	gr.
37	37
310	314
37	16
221	0,5

dass vom Pochsteiger NN. von der Grube Kranich Grabenschlieg angeliefert ist, und zwar 3 Röste Nr. 310, 314, 221, jeder zu 37 Ctnr. und ausserdem noch von Nr. 221 16 Ctnr. = 0,5 Rost.

Das Schliegwägen geschieht zur Clausthaler Hütte in Accord und werden für 10 Röste zu wägen, ins Feld zu schaffen und die Proben zu reiben an die dabei beschäftigte Mannschaft 8 Tagelöhne à 5 Ngr. 7 Pf. = 1 Thlr. 15 Ngr. 6 Pf., bezahlt. — Zur Lautenthaler Hütte kostet 1 Rost zu wägen, in die Felder zu laufen und Proben zu reiben 3 Ngr. 4 Pf.

Probenehmen.

Probenehmen. Beim Verwägen der Bleiglanzschliege wird von jedem Centner, ehe noch die Wage einen Ausschlag giebt, ½ Pfd. und mehr Probegut mit einem Löffel genommen und die einzelnen Proben in einem Troge sorgfältig gemengt, sobald ein Rost verwogen ist. Beim Kupferkiesstuff wird von jedem Centner ein Stück aus dem Kübel genommen, die Probestücke von einem Roste in einem eisernen Mörser gröblich gestossen, das Zerkleinte auf einen Haufen geschüttet und dieser in 4 Theile getheilt. Ein Viertel davon wird alsdann feingerieben und gesiebt als Probirgut verwandt. Von den reichen Andreasberger Erzen werden beim Verwägen jedes Centners von verschiedenen Stellen weg kleinere Quantitäten Probirgut genommen und damit in gewöhnlicher Weise verfahren. Das Probemehl wird gewogen und demnächst nach Anstellung der Probe dem Hüttenvorrath übergeben.

Nässprobe.

Von dem Probirgute wird nach einem verjüngten Gewicht (Nässgewicht) behuf Anstellung der Nässprobe (§. 6) ein Rost (je nachdem man trocknen oder nassen Schlieg hat, 37 oder 40 Ctnr.) eingewogen, vollständig getrocknet, der getrocknete Schlieg wieder gewogen und einstweilen aufbewahrt, um in Fällen, wo die Nässprobe nicht richtig erscheinen sollte, nochmals gewogen zu werden.

Das Auswägen findet bis auf $^1/_{10}$ Centner, bei den reichen Andreasberger Erzen bis auf Pfunde statt. Man nimmt $^1/_2$ Ctnr. Nässe und darüber für voll an und lässt ihn der Hütte zu Gute gehen, unter $^1/_2$ Ctnr. der Grube. Es kann dadurch sowohl der Hütte, als auch der Grube ein Remedium erwachsen. Gewöhnlich fällt dasselbe zum Vortheil der Hütte aus, weil bei den Stuffschliegrösten die Nässe gewöhnlich zwischen $^3/_4$ und 1 Ctnr. liegt. Bei Anlieferung von viel nassen Rösten kann die Hütte Schaden haben. Man ermittelt jährlich die Grösse dieses Remediums, indem man die das Nass- und Trockengewicht und die Nässe repräsentirenden Zahlen jede für sich addirt. Es beträgt der Nässegehalt der Schliege durchschnittlich:

zur	Clausthaler	Hütte	7,749%	Durchschn. 8,061%.
„	Altenauer	„	7,195 „	
„	Lautenthaler	„	10,730 „	
„	Andreasberger	„	8,359 „	

Haushalts-proben.

Behuf Ermittlung des Silber-, Blei- und Kupfergehaltes der angelieferten Erze — um bei der Gattirung und Beschickung der Schliege ein Anhalten zu haben, den gewerkschaftlichen Antheil am Ausgebrachten gegen die Anlage berechnen und den Hüttenbetrieb controlliren zu können, sowie den Durchschnittsgehalt eines Rostes Schlieg für jede Grube zur Feststellung des Hüttenetats fürs nächste Jahr zu erfahren — werden noch etwa 6 Pfund Probeschlieg getrocknet, zerrieben, durch ein Haarsieb gesiebt, in eine grosse Probenbüchse gethan und hierin aufbewahrt, bis das Wochenwerk Schlieg verwogen ist. Alsdann wird der Inhalt jeder Büchse auf einen Bogen Papier ausgeschüttet, gemengt und abwechselnd davon 4 kleine Probenbüchsen angefüllt. Der Rest Probirgut wird in der grossen Probenbüchse zur etwaigen Generaluntersuchungsprobe versiegelt aufgehoben. Nachdem die kleinen Büchsen versiegelt und mit der laufenden Quartalsnummer versehen worden, wird je eine Büchse an den Bergprobirer und Berggegenprobirer in das Probirlaboratorium zu Clausthal und an den Pochbeamten (Schiedsprobirer) gesandt, die vierte Büchse aber auf der Hütte zurückbehalten, um daselbst (gewöhnlich vom Hüttenschreiber) auf den Metallgehalt untersucht zu werden.

Den Probenbüchsen wird ein vom Nassprobirer vorgerichteter Haushaltsprobenzettel, für jede Hütte und für Blei- und Kupfererze getrennt, beigegeben, welcher folgende Rubriken ausgefüllt enthält: Namen der liefernden Gruben und Pochwerke, Qualität der gelieferten Schliege, Nummer der Probenbüchsen, Nummer der einzelnen Röste, Nassgewicht, Nässe, Trockengewicht. Zur Bezeichnung der Qualität der Schliege bedient man sich folgender Abkürzungen:

Trockne Schliege:

Stff. . . . . . . Stuff.
ord. Stff. . . . ordinairer Stuff.
Grp. „ . . . . Graupenstuff.
Körn. „ . . . . Körnerstuff.
arm. „ . . . . armer Stuff.
reich. „ . . . . reicher Stuff.
Rttstff.„ . . . Rätterstuff.
Rttschl. . . . . Rätterschlieg.
Setz . . . . . . Setzschlieg.
W. E: . . . . Wascherze (reiche Andreasberger Silbererze.)

Nasse Schliege:

gr. . . . . Grabenschlieg vom Schlämmgraben.
x.. . . . . Schwänzelschlieg.
ggw. . . . : . . grobgewaschener Schlieg.
u.. . . . . Untergerennschlieg.
Schl. . . . . . Schlammschlieg.
gSchl. . . . . . Gerennschlammschlieg.
Khr. . . . . . . Kehrherd.
Schhrd. . . . . Sicherherd.
Stsshrd. . . . . Stossherd.

Die am Freitag und Sonnabend jeder Woche angelieferten Proben müssen bis zum Donnerstag der nächsten Woche, Nachmittags 5 Uhr, auf ihren Metallgehalt probirt (§. 6), dieser in die betreffende Columne des Probenzettels eingetragen und der abgeschriebene Probenzettel von den drei Probirern (vom Berggegenprobirer doppelt) an den Schiedsprobirer eingesandt werden. Der Berggegenprobirer probirt im Interesse der Gruben, der Hüttenschreiber in dem der Hütte und der Bergprobirer dient als Vermittler.

Vorschrifts- und observanzmässig wird jede Bleiprobe mit Potasche einmal angefertigt, der erfolgende Bleikönig, wenn sein Gewicht bis auf etwa 30% kommt und der Silbergehalt des Erzes 12 Quint nicht übersteigt, abgetrieben und der dabei gefundene Silbergehalt im Probenzettel angegeben. Enthält das Erz weniger Blei oder ist letzteres sehr kupferig, antimon- oder arsenhaltig (manche Andreasberger Erze), oder steigt der Silbergehalt bei hinreichendem Bleigehalt über 12 Quint, so muss der Silbergehalt durch die Ansiedeprobe doppelt bestimmt werden. Bei den reichen Andreasberger Silbererzen (Wascherzen) ist der durch Ansieden ermittelte Silbergehalt dreifach anzugeben.

Der Schiedsprobirer stellt die Angaben der einzelnen Probirer zur bessern Uebersicht auf einem der Probenzettel zusammen und bildet die Schiedsprobe, indem bei Vergleichung der Gehalte gewisse Differenzen unberücksichtigt bleiben.

Hinsichtlich der Grösse der zulässigen Differenzen wird Nachstehendes beobachtet:

1) Bei Bleiproben passirt eine Differenz von 5 Pfd. für sämmtliche Bleierze aus dem Clausthaler und Zellerfelder Bezirke und für die silberarmen Bleiglanze des Andreasberger Bezirkes. Sind den Andreasberger Bleierzen Silbererze beigemengt, so nimmt man aus den von den drei Probirern gefundenen Gehalten das arithmetische Mittel.

2) Bei Silberproben sind nachstehende Differenzen zulässig:

½	Quint bei Erzen mit bis	24	Quint	(½	Mark altes Gew.)
1	„ „ „ mit 24½ bis	48	„	1	„ „ „
1½	„ „ „ „	48½ — 96	„	2	„ „ „

Bei reicheren Erzen werden die Proben von jedem Probirer dreifach gemacht und aus den erfolgenden 9 Gehaltsangaben das arithmetische Mittel genommen.

Die silberärmern Erze werden erst auf Blei probirt und der erhaltene Bleikönig zur Ermittlung des Silbergehaltes abgetrieben. Sobald derselbe im Centner 12 Quint übersteigt und es an Blei fehlt, muss die Probe angesotten werden.

3) Bei den Kupferproben auf nassem Wege ist eine Differenz von 2 Pfund gestattet.

Bei grösseren Differenzen werden die fehlerhaften Proben nach ihrer Nummer auf einem Nebenzettel angemerkt und dieser Untersuchungsprobenzettel jedem Probirer unter Bezeichnung der Hütte zugesandt, welches Verfahren dreimal wiederholt werden kann, ehe es bei noch bleibenden Differenzen zur Generaluntersuchung kommt.

Lässt sich vor letzterer die Schiedsprobe bilden, so wird dieselbe in die mit „Schiedsprobe" bezeichnete Columne des Probenzettels sofort eingetragen, war sie untersucht, in die mit „untersucht" bezeichnete Columne und dafür die falsche Gehaltsangabe des betreffenden Probirers weggestrichen.

Nachdem dem Probirer auf dem Untersuchungszettel Nachricht von der Erledigung der Proben gegeben worden, entleert man die betreffenden Probenbüchsen. Der von Zeit zu Zeit nach der Hütte geschaffte Probenschlieg wird auf Kosten der Zehntcasse verschmolzen, nur zu Andreasberg kommt er der Hütte zu Gute.

Eine auf vorherigen Bericht des Schiedsprobirers vom Berg- und Forstamte angeordnete Generaluntersuchungsprobe wird in Gegenwart des Hütten- und Pochwerksvorstandes durch die Probirer und einen Schiedsprobirer ausgeführt, wobei letzterer das Probirgut aus der Büchse des Pochbeamten und der grossen Reservebüchse, welche auf der Hütte aufbewahrt wurde, nimmt. Die übrigen Probirer probiren aus ihren Büchsen. Die vom Hütten- und Pochwerksvorstande aus den Resultaten der verschiedenen Probirer gebildete Schiedsprobe wird dem Berg- und Forst-Amte mit den etwaigen Ursachen der entstandenen Differenz zur Kenntniss gebracht und sobald darauf von letzterem die Schiedsprobe genehmigt ist, der betreffende Probenzettel rectificirt, nunmehr mittelst der bekannten Metallgehalte der Silber-, Blei- und Kupfergehalt der angelieferten Schliegsorten nach ihrem Trockengewicht berechnet und in die betreffende Columne des Probenzettels eingetragen.

Nach diesem Probenzettel werden die übrigen Proben-

zettel ergänzt, vom Pochwerksvorstande unterschrieben und im Berg- und Forst-Amte ratificirt.

Ersterer übergiebt je 1 Exemplar von jeder Hütte dem Hüttenraiter, den Bergmeistern und der Revision unter Zurückbehaltung eines Exemplars.

Der Inhalt des dem Hüttenraiter zugestellten Probenzettels wird auf der Hütte in ein Probenbuch eingetragen und dient zum Anhalten beim Aussetzen der Schliege für die Gattirung, zur Berechnung des den Gewerkschaften zukommenden Antheils an ausgebrachten Metallen gegen die Anlage, zur Controle des Hüttenbetriebs und zum Feststellen des Hüttenetats fürs nächste Jahr nach dem Durchschnittsgehalt der von den verschiedenen Gruben gelieferten Schliege. Die Bergmeister bleiben durch den Probenzettel in steter Kenntniss von den angelieferten Schliegrösten, ihrem Gehalt etc., und die Revision calculirt die Probenzettel auf den durch die Schiedsprobe angegebenen Silbergehalt eines jeden vollen oder Bruchrostes, ohne den Bleigehalt zu berücksichtigen, und revidirt danach auch die Angaben der Hütten über verschmolzene Schliegröste.

§. 6. Probiren der Erze [1]).

Die auf den Oberharzer Silberhütten und in dem damit zusammenhängenden metallurgisch-chemischen Laboratorium zu Clausthal vorkommenden Proben bezwecken die Ermittlung der Nässe, des Blei- und Silbergehaltes in den angelieferten Bleiglanzschliegen, des Silbergehaltes in den Andreasberger Silbererzen, des Kupfergehaltes im Kupferkies und des Zinkgehaltes in der Blende, welche an die Altenberger Gesellschaft verkauft wird (pag. 19). Uebliche Proben.

Die Blei- und Silberproben werden auf trocknem, die Kupfererz- und Zinkproben auf nassem Wege ausgeführt. Zur Ermittlung des Kupfergehaltes in Hüttenproducten (Steinen, Schwarzkupfer) bedient man sich auf den Hüttenwerken auch des trocknen Weges. Es soll im Nachstehenden nicht blos von dem Probiren der Erze, sondern auch von der docimastischer Untersuchung der bei den Ober-

1) *Bodemann-Kerl's* Anleitung zur berg- und hüttenm. Probirkunst. 2. Aufl. Clausthal 1857.

harzer Hüttenprozessen erfolgenden Producte die Rede sein. Zuweilen kommen auch Brennmaterialproben vor.

Beim Probiren auf den Oberharzer Hütten wendet man nachstehende Apparate, Geräthschaften und Materialien an:

A. Apparate und Geräthschaften zum Probiren.

Wagen. 1) Wagen von älterer und neuerer Construction, letztere nach Plattner's Einrichtung aus Freiberg.

Die Kornwagen, zum Auswägen der Silberkörner bestimmt, geben bei 1 Probircentner = 5 Gramm Belastung auf beiden Wagschaalen noch 0,5 Quint durch einen deutlichen Ausschlag an. Eine solche Wage kostet in Freiberg 38 Thlr., bei Oertling in Berlin eine solche, 0,02 Milligramm angebend, 85 Thlr.

Die Vorwagen zum Einwiegen der Kupfer-, Blei- und Silbererze und zum Auswiegen der Kupfer- und Bleikönige müssen bei 8 Probircentner Belastung noch 2 Quint deutlich angeben und sind ebenfalls theils von älterer Construction, theils neuerdings aus Freiberg bezogen. Es kostet eine solche Wage von dorther 21 Thlr.

Eine feinere Handwage dient zum Abwiegen von Probirmaterialien in grösseren Quantitäten, bei Nässproben etc.

Gewichte. 2) Gewichte und zwar:

a) Nässprobirgewicht von Messing mit folgenden Abtheilungen: 64. 32. 16. 8. 4. 2. 1. 0,5. 0,2. 0,1 Centner.

1 Centner Nässgewicht = 1 Loth altes Hannoversches Gewicht = 3 Quint neues Gewicht = 15 Gramme.

b) Centnergewicht von Silber für Silber-, Blei- und Kupferproben: 1 Probircentner = 1 Quint neues Civilg. = 5 Gramm, wird in 100 Pfund getheilt, jedes Pfund in 10 Neuloth à 10 Quint. Man wiegt bei Kupfer- und Bleiproben bis auf 1 Pfund, bei Silberproben bis auf $^1/_2$ Quint aus.

(Der ältere Probircentner = 3,654 Gramm wurde in 100 Pfund à 32 Loth getheilt und das Auswägen geschah bei Silberproben bis auf $^1/_4$ Loth. 1 Quint neues Probirgewicht entspricht 0,32 Loth altem Gewicht und 1 Loth = 3 Quint.

c) Markgewicht von Silber, bei Untersuchung des feingebrannten Silbers auf seine Feine in Anwendung und noch von früher beibehalten. 1 Mark = 25 Pfund des alten Probircentners = 0,913 Gramm wird in 16 Loth à 18 Grän getheilt und das Auswägen geschieht bis auf 1/8 Grän.

Man hat bei den Brandproben das alte Gewicht beibehalten, weil man mittelst der Feinprobe nur das Feinbrennen controlliren will.

3) Holzkohlenmuffelöfen, transportabel von Eisenblech oder von mit eisernen Bändern umgebenen Thonplatten (Taf. I, Fig. 1—3), oder auch aus Barnsteinen aufgemauert (Altenauer Silberhütte). Die thönernen Oefen strahlen die Wärme weniger aus, als die eisernen und gestatten ein bequemeres Arbeiten, sind aber bei Thonplatten weniger dauerhaft. Die Thonplatten stammen noch aus der früheren Andreasberger Thonwaarenfabrik. Ein grosser eiserner Ofen, wie er zu Blei- und Silbererzproben angewandt wird, wiegt etwa 280 Pfund und kostet 47 Thaler; ein kleiner eiserner Ofen zu den Fein- oder Brandproben wiegt 62—70 Pfund und kostet 17—20 Thaler. Ein kleiner Ofen hat folgende Dimensionen: Höhe 1 Fuss 7 Zoll, Breite 1 Fuss 2 Zoll, Tiefe 1 Fuss 2 Zoll. Muffel-Probiröfen.

Figur 1: Vorderansicht; Figur 2: Vertikaldurchschnitt und Figur 3: Horizontaldurchschnitt. — *a* Grundthonplatte; *b* Eisenplatte auf den Trägern *c*; *d* Seitenplatten, in einen Falz der Bodenplatte *a* eingelassen; *f* eiserne Bänder, durch Schrauben zusammengehalten; *g* blecherner Kohlentrichter; *h* schmiedeeiserne Traillen, auf denen die thönerne Muffel *i* auf dem Muffelblatte ruht; *k* Züge in der Muffel; *l* Arbeitsöffnung mit vorgelegtem Eisenblech *m*; *n* Luftzuführungscanal; *o* Oeffnung zum Zuführen von Luft und zum Ausräumen der Asche; *p* eiserne Schieber.

4) Windöfen mit Holzkohlenfeuerung für Kupferproben auf trocknem Wege, und zwar transportable (Taf. I, Fig. 4) und feststehende. Letztere sind quadratisch, haben 14—15 Zoll Höhe über dem Roste, bei 11 Zoll Weite und einem 6 Zoll hohen Aschenfall. Ein oder zwei Füchse führen oben aus dem mit einem Deckel verschliessbaren Schacht Windöfen.

in eine Esse von $3^1/_2$—4 Zoll Durchmesser und 6—8 Fuss Höhe.

Der transportable Windofen besteht aus einem eisernen Cylinder *abcd* von 16 Zoll Dchmesser, innen mit feuerfestem Thon ausgeschlagen, so dass nur noch $13^1/_2$ Zoll Durchmesser im Lichten bleiben; *e* Rost; *f* Thür zum Aschenfall; *g* Thür, durch welche man zum Schmelzraume gelangt; *h* Form, mit einer Oeffnung zum Eintragen von Holzkohlen; *r* Griffe; *x y* Oeffnungen zum Einlegen einer Thonröhre für etwaige Glühungen u. dergl.

Probirgefässe.

5) Probirgefässe, in welchen die zu untersuchenden Proben erhitzt werden und zwar:

Thongefässe.

a) Thönerne Gefässe. Derartige Gefässe müssen dicht und möglichst feuerbeständig sein und dürfen nicht reissen. Ueber die Brauchbarkeit eines Thones entscheidet die chemische Analyse nicht allein; man kann sich mittelst derselben jedoch von der gänzlichen Unbrauchbarkeit eines Thones überzeugen, wofür hauptsächlich der Alkali- und Eisengehalt entscheidend ist. 3—4% von letzterem schaden wenig, wohl aber macht ein eben so grosser Alkaligehalt den Thon viel weniger feuerbeständig. Von wesentlichem Einfluss kann es sein, welcher Theil der Kieselerde mit andern Basen verbunden und welcher dem Thone mechanisch beigemengt ist. Dies lässt die Analyse meist unerörtert und wird auch in der Praxis gewöhnlich zur Nebensache, indem man den Kieselsäuregehalt durch Zusatz von Sand wohl bis auf 80—90% erhöht. Wird der Thon beim Brennen nur gelb oder bräunlich gelb, nicht roth, dann ist ein Eisengehalt nicht zu fürchten. Nur durch einen praktischen Versuch und nicht durch die Analyse lässt sich untersuchen, ob ein Thon in der Hitze reisst oder von dem Probirgut leicht angegriffen wird. Ausser von der Qualität des Materials hängt die Güte der Probirgeräthschaften von der Art der Fabrikation, dem Grade des Brennens, der Dichtigkeit u. a. ab.

Die auf den Oberharzer Hütten in Anwendung stehenden Probirgefässe werden aus Thon von Uslar, Andreasberg und Goslar dargestellt. Erstere beiden Thonsorten sind ziemlich feuerbeständig, die daraus gefertigten Muf-

feln halten aber nur kurze Zeit aus, indem sie reissen. Die Andreasberger Muffeln sind weniger dauerhaft, als die Uslarschen. Bleituten aus Uslarschem Thon erfüllen vollständig ihren Zweck. Der Goslarsche Thon ist weniger feuerbeständig, genügt aber für die Bleitiegel und Röstscherben, welche daraus gefertigt werden. Für Ansiedescherben könnte er besser sein, wird aber doch wegen seiner Billigkeit angewandt. Dieselben werden beim Schmelzen ziemlich stark angegriffen und gehen nicht selten durch, wenn dem Thon statt feinen Sandes oder Chamotte gröberer Sand zugesetzt wurde. Die Freiberger Probirgefässe sind viel dauerhafter, als die Oberharzer.

Nach Streng besteht der Thon von Uslar aus:

Kieselerde	59,01
Thonerde	24,26
Magnesia	0,72
Kalkerde	1,32
Eisenoxyd	4,04
Alkalien	1,20
Wasser	10,24
	100,79.

Die Muffeln (Taf. I, Fig. 2, *i*) werden aus noch weichen Thonplatten über einer hölzernen Form, welche die innere Gestalt der Muffel hat, zusammengefügt, nach einigem Trocknen die Zuglöcher *k* ausgeschnitten und die Form weggenommen, wenn die Muffel hinreichenden Halt hat. Muffelblatt und Muffel sind getrennt. Muffeln.

Es kosten die Muffeln von Uslar und Andreasberg:

grosse à Stück	8	Ngr.	1	Pf.
mittlere „ „	6	„	7	„
kleine „ „	3	„	8	„
Blätter zu gross. u. mittl. Muff. à Stück	2	„	7	„
„ „ kleineren „ „ „	1	„	9	„

Dimensionen der Muffeln:

	Höhe.		Breite.		Länge.	
Grosse Muffeln	7	Z.	12	Z.	14	Z.
Mittel „	6	„	9,5	„	13	„
Kleine „	2¼	„	4½	„	6½	„

	Höhe.	Breite.	Länge.
Grosse Muffelblätter	— —	13 Zoll.	15 Zoll.
Mittel „	— —	$10^1/_2$ „	13 „
Kleine „	— —	$4^3/_4$ „	$6^3/_4$ „

Bleischerben. Bleischerben (Taf. I, Fig. 5) werden in zwei Grössen *a* und *b* angeliefert. Die kleinere Sorte wird für die gewöhnlichen Bleiproben (Potaschenproben) gebraucht, die höhere in dem Falle, wenn man grössere Mengen eines ärmeren Probirgutes (z. B. Fluthafter) oder Substanzen probiren will, welche einen Kohlenstaubzusatz zur Beschickung erfordern (Glätte, Herd, Abstrich, gerösteter Bleistein etc.), wobei ein Aufblähen der schmelzenden Massen stattfindet.

Ein auf dem Osterfelde [1]) bei Goslar vorkommender sehr fetter Thon wird in einer 3 Fuss tiefen, 2 Fuss breiten und 4 Fuss langen Kuhle mittelst Schaufeln in Wasser klein gerührt, dann in ein Sieb geschlagen, welches über einem in der Erde befindlichen, 18 Zoll tiefen Reservoir hin und her bewegt wird. Man lässt den geschlämmten Thon etwa 6 Zoll hoch sich setzen, wobei das Wasser durch die Fugen des Reservoirs in die Erde abzieht. Wenn der Thon steht, so wird er mit Messern in backsteinförmige Stücke geschnitten und diese auf Bretter gelegt, welche auf dem Rande der Kuhle ruhen. Ist der Thon windhart geworden, so dass er in den Händen nicht mehr backt, dann bewahrt man die Stücke bis zum Gebrauche im Keller auf, damit sie nicht trocken werden.

Vor dem Gebrauche werden die plastischen Thonstücke auf einen Haufen gebracht und dieser mit krummen Messern (Schrappen) von oben nach unten in dünne Streifen geschnitten, wobei man noch vorkommende Steine etc. aushält. Hierauf wird der zerschnittene Thon mit den Füssen zweimal mit wenig Wasser getreten, auf einer Bank mehrmals mit den Händen durchgestaucht und in kleinere Stücke getheilt.

---

1) *Kerl* der Communion-Unterharz. Freiberg 1853. pag. 159. — *Schuster* in Leonh. Jahrb. 1835, p. 127. — *Ahrend* u. *v. Unger* im Bericht des naturwiss. Vereins des Harzes $184^0/_1$, $184^1/_2$ $184^4/_5$.

Vor dem Gebrauche wird der Thon mit der erforderlichen Menge Sand unter fleissigem Durcharbeiten möglichst innig vereinigt, und sodann eine passende Quantität in eine Form (Nonne) *a* aus Messing (Taf. I, Fig. 6) gedrückt, welche vorher mit Oel bestrichen ist. Dann drückt man den aus hartem Holze bestehenden geölten Mönch *b* in die Thonmasse. Damit derselbe vertikal bleibt, tritt dessen Leitstift *c* durch eine Oeffnung in dem Eisenplättchen *d*. Die Nonne nimmt ein hölzerner Untersatz *e* auf. Nach dem Herausdrehen des Mönchs und dem Auseinandernehmen der zweitheiligen Nonne wird die Oeffnung im Boden des Tiegels mit Thon verstrichen. Der Mönch ist mit Luftlöchern *f* versehen.

Die an der Luft oder bei Stubenofenwärme getrockneten Bleischerben werden zwischen anderem Töpfergeschirr gebrannt.

Es kostet 1 Schock grosse Bleischerben 10 Ngr., 1 Schock kleine 6 Ngr. 3 Pf.

Kupfertuten.

Kupfertuten aus Uslar (Taf. I, Fig. 7) werden auf der Töpferscheibe gedreht. Es kostet ein Stück davon 9 Pf.

Ansiedescherben.

Ansiedescherben (Taf. I. Fig. 8), müssen hinreichend dicke Wände haben, recht glatt und aus einem Material geschlagen sein, welches keine Quarzkörner enthält, weil dieselben von dem beim Ansieden gebildeten Bleioxyd aufgelöst und die Scherben dann durchlöchert werden. Als Zusatz zum Thon wendet man am besten Chamottepulver an.

Die von Goslar bezogenen Ansiedescherben, mittelst Mönchs und Nonne dargestellt, haben 2 Zoll 2 Linien oberen ganzen und 1 Zoll 10 Linien oberen lichten Durchmesser, 10 Linien Höhe und $1/2$ Zoll Vertiefung. Es kostet 1 Schock davon 3 Ngr. 1 Pf.

Röstescherben.

Röstescherben, von der Form der Ansiedescherben, nur flacher und grösser, brauchen nicht aus einem sehr feuerbeständigen Thon hergestellt zu sein, müssen aber einen raschen Temperaturwechsel ertragen können, ohne zu reissen. 1 Schock davon kostet 6 Ngr. 9 Pf.

Kapellen.

b) Kapellen, (Taf. I, Fig. 9). Das Material zur

Herstellung derselben sind Knochen, welche in einem Flammofen weiss gebrannt, im Pochwerk zerkleint und durch ein feines Haarsieb geschlagen werden. Aus diesem gröberen Knochenmehl (Beinasche) besteht die Hauptmasse der Kapellen, welche aber oberflächlich eine Lage noch feineren Knochenmehls (Kläre) erhalten müssen. Letztere wird dadurch erzeugt, dass man das gröbere Knochenmehl in einem Tubben mit Wasser umrührt, wobei das noch vorhandene Mark obenauf geht und so lange abgeschöpft wird, bis sich das Wasser klärt. Dann rührt man nochmals tüchtig um, lässt 5 Minuten ruhig stehen, wobei sich alles Gröbere absetzt, füllt die Trübe in ein Haarsieb und lässt das Durchgegangene in ein Fass laufen. Nach mehreren Tagen zieht man das klare Wasser durch über einander befindliche Zapflöcher nach und nach ab, lässt die Kläre auf dem Boden eintrocknen und macht sie dann bei Stubenwärme völlig trocken.

Behuf Anfertigung der Kapellen setzt man die Nonne *a* auf einen Holzklotz mit egaler Oberfläche, drückt dieselbe voll Knochenmehl, welches mit so viel Wasser angefeuchtet ist, dass es sich eben ballen lässt, schabt mit einem Messer das Ueberflüssige von der Oberfläche der Nonne weg, streicht auf die Kapellenmasse eine dünne Lage trockne Kläre, setzt den Mönch *b* vertikal auf, giebt einige Schläge mit einem hölzernen Hammer darauf, zieht den Mönch drehend heraus, dreht die Nonne auf dem Holzklotz mehrmals hin und zurück und drückt mit dem Finger die Kapelle *c* aus der Nonne.

Auf einem Brette werden die Kapellen reihenweise über einander gestellt und mehrere Monate bei Stubenwärme getrocknet. Dieselben dürfen weder zu locker, noch zu dicht sein, weil sie in ersterem Falle zu viel Silber einsaugen, in letzterem leicht reissen.

Man braucht dreierlei Kapellen:

grosse Erzkapellen bei angesottenen Silbererzen von $1\frac{1}{2}$ Zoll oberem ganzen und $1\frac{1}{12}$ Zoll lichtem Durchmesser, $1\frac{1}{4}$ Zoll unterem Durchmesser, $\frac{3}{4}$ Zoll Höhe und 5 Lin. Vertiefung;

kleine Erzkapellen zum Abtreiben der bei der Blei-

probe erhaltenen Könige von 1 Zoll oberem ganzen und 7½ Lin. lichtem Durchmesser, 10 Lin. unterem Durchmesser, ½ Zoll Höhe und ¼ Zoll Vertiefung.

Münzkapellen für Feinproben von 13 Lin. oberem ganzen und 10 Lin. lichtem Durchmesser, 11 Lin. unterem Durchmesser, 7 Lin. Höhe und 4 Lin. Vertiefung.

Eine grosse Sorte Kapellen von 3 Zoll Durchmesser wird höchst selten gebraucht.

1 Centner Knochen kostet ½ bis 1 Thaler Kaufgeld, zu brennen 1 Ngr. 3 Pf. und zu pochen 2 Ngr. 7 Pf.

100 Stück Kapellen von den drei ersten Sorten zu schlagen kosten 1 Ngr. 9 Pf., für die grossen von 3 Zoll Durchmesser 11 Ngr. 3 Pf. Man schlägt in 1 Stunde etwa 100 kleine und 50 grosse Erzkapellen. Aus 1 Ctnr. Knochen erfolgen etwa 1600 Stück Kapellen.

6) Werkzeuge und sonstige Geräthschaften des Probirers. Man braucht Werkzeuge zum Nehmen und Zerkleinern des Probirgutes (Probelöffel Taf. I, Fig. 10, Hämmer, Mörser, Ambos, Meissel, Bohrer, Feilen, Scheeren, Siebe, Rührspatel, Röstspatel Taf. I, Fig. 11, an welchem *a* die Schneide zum Ablösen des Röstgutes aus den Röstscherben, *b* Knopf zum Zerdrücken und Aufreiben des Zusammengesinterten, *c* hölzerne Handhabe); zum Aufstellen der kalten oder glühenden Probirgefässe und zur Aufnahme der erfolgten Metallkörner (Probenbretter, eiserne und kupferne Giessbleche mit und ohne Vertiefungen oder Buckeln, Eingüsse, Bleibleche mit Vertiefungen zur Aufnahme der Gold- und Silberkörner etc.); zum Anfassen der Probirgefässe (2—3 Fuss lange Klüfte mit geraden Enden oder einer gabelförmigen Backe Taf. I, Fig. 12, Tiegelzangen Taf. I, Fig. 13, Kornzange, eiserne Haken etc.); Geräthschaften zur Bedienung etc. des Probirofens (Kohlenschaufel, Kratze, Haken, Kühleisen etc.) und andere diverse Gegenstände, als Bürsten, Pinsel, Magnet, Mengkapsel Taf. I, Fig. 14 etc.) Probirgeräthschaften.

1) Von diesen Gegenständen kostet ein messingner Probenlöffel 12 Ngr.; ein Giessblech mit 42 Vertiefungen 2 Thlr. 10 Ngr.; ein Bleiblech 10 Ngr.; eine Kluft 1 Thlr. 5 Ngr. bis 1 Thlr. 10 Ngr.;

Geräthschaften für nasse Proben.

7) Geräthschaften zu Proben auf nassem Wege. Zu den Gewichtsproben (z. B. modificirte schwedische Kupferproben) sind erforderlich: Digerirgläser, Bechergläser, Trichter, Rührstäbe, Porzellanschalen, Pinsel etc.; zu massanalytischen Proben (Schaffner's Zinkprobe): Büretten (Taf. I, Fig. 15), — woran *a* die Bürette, *b* Kautschukröhre, *c* ausgezogene und schräg abgeschnittene Tropfröhre, *d* Quetschhahn, *f* Bürettenhalter —, Digerirgläser, Trichter, Bechergläser, grössere Glasgefässe zum Aufbewahren der Normalflüssigkeit, Rührstäbe etc.; zu colorimetrischen Proben (Heine's Kupferprobe): Digerirgläser, Bechergläser, Trichter, Gläser für die Muster- und Probeflüssigkeiten, Gemässe von Porzellan oder Glas etc.

B. Probirmaterialien.

Zuschläge.

Es gehören hierher die Zuschläge, welche man beim Rösten und Schmelzen des Probirgutes giebt, um eine reducirende, oxydirende, solvirende, flussbefördernde, präcipitirende oder concentrirende Wirkung auszuüben.

Reducirende Zuschläge.

1) Reducirende Zuschläge.

Kohle wendet man als feines Pulver beim Rösten zur Reduction von schwefelsauren, antimonsauren und arsensauren Salzen an; bei Schmelzprozessen mengt man Kohlenstaub den Zuschlägen, z. B. Potasche, zu, oder thut ein Stückchen Kohle oben auf das Schmelzgut (Kupferprobe).

Weizenmehl wirkt, anderen Zuschläge wie Potasche zugesetzt, kräftiger als Kohlenstaub, indem sich bei der Verkohlung desselben der Kohlenstoff in sehr feinzertheiltem Zustande ausscheidet. Ein Gemenge von 100 Theilen Potasche mit 10—15 Theilen Mehl ersetzt den durch Verpuffen von $2^1/_2$ Theilen Weinstein und 1 Theil Salpeter zu erzeugenden schwarzen Fluss, welcher umständlich dar-

---

eine Tiegelzange 25 Ngr. bis 1 Thaler 10 Ngr.; ein eiserner Haken 6 Ngr.; eine Kornzange 20 Ngr.; eine Kornbürste 20 Ngr.; eine Mengkapsel 20—25 Ngr.; ein Salzbrenner 2 Thlr. 20 Ngr.; eine Kohlenschaufel 20 Ngr.; eine Kratze 10 Ngr.; ein Kühleisen 12 Ngr.

zustellen ist und öfters frisch gemacht werden muss, weil er leicht zerfliesst.

2) Oxydirende Zuschläge. Oxydirende Zuschläge.

Bleiglätte mit 92,83 Blei und 7,17 Sauerstoff, wird bei der Bestimmung des Wärmeeffectes von Brennstoffen nach Berthier's Methode als Oxydationsmittel in Gestalt von gesiebter, von Bleitheilchen freier rother Glätte angewandt; bei den Ansiedeproben bildet sich dieselbe aus metallischem Blei und wirkt kräftig oxydirend auf anwesende Schwefel-, Antimon- und Arsenmetalle.

3) Solvirende Zuschläge von basischer und saurer Beschaffenheit. Solvirende Zuschläge.

Potasche, kohlensaures Kali mit 68,09 Kali und 31,91 Kohlensäure, schmilzt bei starker Hellrothgluth und wirkt kräftig auflösend auf kieselsaure Verbindungen, sowie auch zersetzend auf Schwefelungen. Dieselbe wird bei ihren hygroskopischen Eigenschaften in einem dichten eisernen Kasten im warmen Zimmer aufbewahrt und enthält oft bedeutende Mengen von schwefelsauren, salzsauren, phosphorsauren und kieselsauren Salzen, Kieselerde, Eisenoxyd, Manganoxyduloxyd, Natronsalzen, unlöslichen Kalk-, Magnesia- und Eisensalzen etc.

Zur Ermittelung ihres Wassergehaltes wird 1 Probircentner Potasche auf einem Ansiedescherben oder Röstscherben stark geglüht und zur Bestimmung des Gehaltes an kohlensaurem Kali wiegt man 314½ Probirpfund Potasche ab, thut dieselbe in einen eng- und langhalsigen Kolben und löst sie in einer hinreichenden Menge Wasser auf. Nachdem der Kolben nebst seinem Inhalte auf einer gut ziehenden Wage tarirt worden, trägt man in denselben eine vorher abgewogene Menge von 650 Pfund gewöhnlichem Kleesalz in erbsengrossen Stücken ein, worauf unter gelindem Aufbrausen die ausgetriebene Kohlensäure entweicht und etwa mit fortgerissene Feuchtigkeit in dem Halse des Kolbens grösstentheils sich absetzt. Hört das Aufbrausen auf, so wiegt man den leichter gewordenen Kolben wieder, nachdem man zur Tara das Gewicht des Kleesalzes gelegt hat. Jedes Pfund entwichener Kohlen-

säure giebt unter obigen Verhältnissen 1 Procent neutrales kohlensaures Kali an.

Genauere Resultate, aber auf umständlicherem Wege werden durch das Titrirverfahren oder durch Fresenius' und Will's Methode erreicht.

Man stellt einen Theil der Potasche, welche auf den Oberharzer Hütten zum Probiren gebraucht wird, aus der Treibofenasche dar, die beim Verbrennen von Fichtenwaasen entstanden ist; den ausserdem erforderlichen Theil kauft man als rohe russische Potasche an, welche man noch durch Calciniren, Auflösen und Filtriren reinigt.

Zur Clausthaler Hütte wird die Treibofenasche gesichtet, mit etwas Wasser angefeuchtet und fest in ein Fass eingestampft, welches einen durchlöcherten Losboden mit darauf befindlicher Strohlage hat. ½ Fuss hoch über die Asche giesst man kaltes Wasser, welches das kohlensaure Kali allmählich auflöst. 1 Himten Asche, den Winter über auf dem Treibhüttenboden gelagert, wog 34,61 Pfund, ausgesichtete Asche direct unter dem Windofen weg 33,61 Pfd., ungesichtete, noch mit kleinen Kohlen gemengte Asche 18,71 Pfd. Von 66 Himten Asche erfolgen in 5 Fässern an 300 Eimer Lauge, welche nach dem Eindampfen in einem eisernen Kessel etwa 130 Pfd. rohe Potasche geben. Diese, sowie die von den andern Hütten nach hier angelieferte rohe Potasche wird in einem Flammofen mit doppeltem Herde durch die Flamme einer vor dem untern Herd gelegenen Wasenfeuerung geglüht, calcinirt und der Process als beendigt angesehen, wenn die graue Farbe in eine grünliche von gebildetem mangansauren Kali übergegangen ist. Eine Post von 3 Ctnr. wird in etwa 5 Stunden bei einem Aufwand von 1 Schock Wasen calcinirt.

Die calcinirte Potasche wird in einem Tubben durch Wasser zur Lösung gebracht, durch ein leinenes, mit Löschpapier überkleidetes Filter gelassen und das Filtrat in einem eisernen Kessel unter Umrühren zur Trockne gebracht. Nach dem Erkalten wird die Potasche gestossen und gesiebt und ist nun zum Gebrauche fertig. Man stellt jährlich etwa 7–8 Ctnr. Potasche dar. Die ausgelaugte Asche wird à Himten zu 5 Pf. als Düngmaterial abgegeben.

Von Lautenthaler Hütte werden jährlich etwa 6 Tonnen (6—7 Ctnr.) selbsterzeugter roher Potasche an Clausthaler Hütte, das Pfund zu 1 Ngr. 3 Pf., verkauft; die gereinigte Potasche wird das Pfund zu 3 Ngr. 4 Pf. wieder angekauft.

Nach Streng enthielten zwei Sorten russische Potasche 38 und 40,7%, deutsche Potasche 24,5 und Potasche von Clausthaler Silberhütte 63% kohlensaures Kali.

Ist die Potasche längere Zeit den schwefligsauren Dämpfen der Rösthäuser ausgesetzt oder durchstreichen dieselben die Wasen, von welchen die Asche zur Potaschenbereitung benutzt wird, so geht dieselbe zum grossen Theil in schwefelsaures Kali über und wird schwerlöslicher in Wasser. Rohe (a) und raffinirte Potasche (b) von solcher Beschaffenheit von Lautenthaler Hütte hatten nach Streng folgende Zusammensetzung:

	a.	b.
Kohlensaures Kali	9,42	16,50
Schwefelsaures Kali	90,99	74,35
Chlorkalium	1,18	5,28
	101,59	96,13

Man wendet die Potasche hauptsächlich bei den Bleiproben an, dann auch im Gemenge mit Mehl oder Kohlenstaub bei der trocknen Kupferprobe. In letzterem Falle muss sie möglichst frei von schwefelsauren Salzen und Schwefelnatrium sein.

Boraxglas. Der rohe wasserhaltige Borax wird in grosse Bleitiegel, welche in dem heissen Muffelofen stehen, allmählich nach dem jedesmaligen Aufhören des Aufblähens des vorherigen Zusatzes eingetragen, und sobald der Inhalt des Tiegels zu einem klaren Glase geschmolzen ist, in einen eisernen Mörser ausgegossen, sodann pulverisirt.

Dieses Boraxglas, dessen Borsäure sich mit Basen und Säuren zu leichtschmelzigen Verbindungen aufzulösen im Stande ist, setzt man zur Potasche beim Probiren strengflüssiger Substanzen (Fluthafter, Schlacken) oder gemeinschaftlich mit Glas bei Kupferproben und beim Ansieden der Silbererze zu, um vorhandene Oxyde aufzulösen.

Weisses Glas in gepulvertem Zustande und frei von

Bleioxyd und arseniger Säure, wirkt ähnlich wie Borax, z. B. beim Ansieden und bei Kupferproben, ist aber schwerschmelziger.

Flussbefördernde Mittel

4) Flussbefördernde Mittel.

Kochsalz, durch Erhitzen (Verknistern, Verkrachen) in einem verschlossenen blechernen Brenner vom mechanisch eingeschlossenem Krystallwasser befreit, dient bei Schmelzungen theils als Flussmittel, theils als Decke gegen Metallverflüchtigung und die Einwirkung der Luft. Da dasselbe schon bei gewöhnlicher Rothglühhitze dünnflüssig wird, so erschwert es das Aufblähen des Probirgutes und spült an den Wänden haften gebliebene Metallkügelchen nieder. Für Kupferproben muss das Kochsalz möglichst frei von schwefelsauren Salzen, deshalb nöthigenfalls durch Barytwasser davon befreit sein.

Glas und Borax dienen auch als Fluss befördernde Mittel, sowie ersteres bei den Brennmaterialproben als Decke.

Präcipitirende Zuschläge.

5) Präcipitirende Zuschläge.

Potasche bei den Bleiglanzproben, wirkt kräftiger entschwefelnd, als Soda, steht aber dem Eisen nach.

Eisen wird in Gestalt von 2—2½ Lin. dicken und ¼—⅜ Zoll langen Drahtstiften von 10—40 Pfd. Gewicht in Verbindung mit Potasche und Mehl angewandt zur Zerlegung von schwefelsaurem Bleioxyd, welches sich beim Probiren bleiglanziger Kupferkiese auf Blei und Kupfer auf nassem Wege bildet.

Concentrirende Zuschläge.

5) Concentrirende Zuschläge.

Blei zur Ausziehung des Silbers aus Silbererzen, Schwarzkupfer, Gaarkupfer etc. mittelst Ansiedens und bei Feinproben mittelst Abtreibens. In letzterem Falle wendet man das Blei in kleinen Stücken an, welche man von dünnen Bleistangen abschneidet, in ersterem als Kornblei. Dieses wird auf die Weise bereitet, dass man 1—2 Pfund Frischblei oder pattinsonirtes Blei in einem Tiegel einschmilzt, dasselbe nach gehörigem Abschäumen kurz vor dem Erstarren auf einen mit Kreide dick ausgestrichenen Holztrog ausgiesst, diesen anfangs vorsichtig hin und her rüttelt und nach weiterem Erkalten das Blei so lange schwenkt, bis sich dasselbe in kleine Körner getheilt hat, die man siebt.

Bei Feinproben wird der geringe Silbergehalt des Bleies nicht weiter in Anrechnung gebracht, bei den Ansiedeproben immer die gleiche Menge Blei, welche man zur Probe verwandt hat, angesotten und abgetrieben und das erhaltene Silberkorn beim Auswägen der Proben zu den Gewichten gelegt.

Silber setzt man in Gestalt feiner Schnitzeln zur Ansammlung geringer Bleimengen, z. B. bei Fluthafterproben, zu.

C. Probirmethoden für verschiedene Erze, Producte etc.

Es kommt in Rücksicht das Verfahren bei den Näss-, Blei-, Silber-, Kupfer-, Zink- und Brennmaterialproben. Probirmethoden.

I. Nässprobe.

Man wiegt auf einer grösseren Wage mittelst eines verjüngten Gewichtes (S. 200) einen Rost Schlieg = 37 oder 40 Ctnr., je nachdem derselbe trocken oder nass ist, ein. Dabei nimmt man das Probirgut aus der Mitte des Troges vom Boden weg, weil sich das Wasser nach unten zieht und eine von der Oberfläche weggenommene Probe den Nässgehalt zum Nachtheil der Hütte zu gering angeben würde. Das Probirgut wird in einer blechernen Pfanne mit Stiel von 8″ Breite, 10″ Länge und $2^3/_4$″ Tiefe auf einem eisernen Ofen bei einer nicht über 100° C. gehenden Temperatur unter öfterem vorsichtigen Umrühren mit einem Eisenspatel so lange erwärmt, bis zwei nach einander vorgenommene Wägungen gleiche Resultate geben. Die völlig trockne Probe stäubt beim Umrühren. Das Auswägen geschieht auf die bereits p. 195 angegebene Weise. Wird das Trocknen bei zu hoher Temperatur vorgenommen, so tritt ein Rösten des Bleiglanzes ein, es entwickelt sich schweflige Säure, eingemengte organische Substanzen verkohlen und die Probe wird unrichtig. Man vermeidet dieses leicht dadurch, z. B. auf Altenauer Hütte, dass man das Trockenblech nicht direct auf den Ofen, sondern in einige Entfernung über demselben stellt. Verfahren.

II. Bleiproben[1]).

Mängel der Bleiproben.

Die Bleiproben auf trocknem Wege sind im Allgemeinen ungenau, was seinen Grund theils in der Flüchtigkeit des Bleies, theils in dem Umstande hat, dass in dem Bleierz etc. enthaltene fremde Metallverbindungen ebenfalls zerlegt werden und die ausgeschiedenen Metalle (Kupfer, Antimon, Arsen) ins Blei gehen und dessen Gewicht vergrössern. Schwefelantimon und Schwefelarsen disponiren das Blei ausserdem noch zur Verschlackung durch Bildung von Schwefelsalzen, Verbindungen von Schwefelblei mit Schwefelantimon und Schwefelarsen.

Bei der Auswahl eines Probirverfahrens ist zunächst zu berücksichtigen, ob das Probirgut das Blei im geschwefelten oder oxydirten Zustande enthält.

Proben für geschwefelte Erze etc.

1) Für geschwefelte Erze und Producte giebt es hauptsächlich 3 Probirmethoden: die Potaschenprobe, die Probe mit schwarzem Fluss und Eisen und die Röstprobe. Die Auswahl des einen oder andern dieser Verfahren richtet sich hauptsächlich danach, ob die Begleiter des Schwefelbleies mehr erdiger Natur sind oder aus Metallschwefelungen in reichlicher Menge bestehen. Die Oberharzer Bleiglanzschliege bestehen im Wesentlichen aus Bleiglanz mit mehr oder weniger Erden und wenig fremden Schwefelungen (Kupferkies, Zinkblende), und es eignen sich dafür die beiden ersten Probirmethoden, während die letztere, die Röstprobe für an fremde Schwefelungen reiche Substanzen (Bleisteine) anwendbar ist.

Röstprobe.

Das einfachste und genaueste Verfahren ist das erstere, die Probe mit schwarzem Fluss (oder statt dessen mit Potasche und Mehl) und Eisen, welche z. B. in Freiberg ausgeführt wird. Aus Bleiglanz mit 86,5% Blei erhält man bei der Probe 84,85% Blei; bei unreineren Erzen kann jedoch der Bleiverlust auf 10% und mehr steigen. Die Probe lässt sich im Wind- und Muffelofen, ohne besondere Geschicklichkeit des Probirers zu erfordern, aus-

Proben mit Potasche, Mehl und Eisen.

---

1) *Bodemann-Kerl* Probirkunst, p. 165. — *Kerl* in: *Muspratts* Chemie in Anwendung auf Künste und Gewerbe. Deutsch von *Stohmann*. Bd. III. p. 396. Braunschweig 1858.

führen, es gehen aber bei der Grösse der Schmelztiegel (Taf. I, Fig. 7), welche wegen des Kohlengehaltes der Beschickung erforderlich ist, nicht viel Tuten auf einmal in den Ofen.

Die Probe wird in Freiberg auf die Weise ausgeführt, dass man auf den Boden der Bleitute 1 Ctr. = 3,75 Gramm Bleierz thut, darauf je nach der Reichhaltigkeit der Probe ein Stückchen Eisendraht von 10—30 Pfd. Gewicht legt, darüber 2½ Ctnr. eines Gemenges von Potasche und Mehl ausbreitet, dieses noch mit 30—40 Pfd. Borax und 60—70 Pfd. Glas bedeckt und zu oberst eine Kochsalzdecke von etwa ¼ Zoll Dicke giebt. Man setzt dann die Probe einer ¾ St. langen Hitze im Windofen oder einer einstündigen Hitze im Muffelofen auf. Hierbei wird der Bleiglanz durch das Eisen zerlegt, Potasche, Borax und Glas verschlacken die Erdarten des Erzes und das Mehl verhindert eine Oxydation des Bleies. Zur Zerlegung des Bleiglanzes trägt auch die Potasche bei.

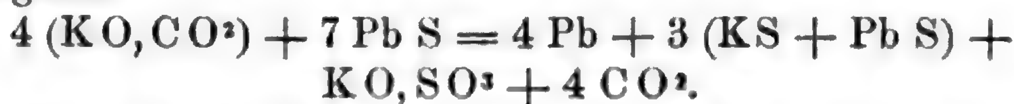
Eine hinsichtlich des Bleiausbringens sich empfehlende Modification dieser Probe besteht darin, dass man eine grössere Menge Probirgut in einem schmiedeeisernen Tiegel mit Flussmitteln etc. schmilzt.

Die auf den Oberharzer Hütten übliche Potaschenprobe erfordert im Vergleich mit der vorigen Probe mehr Uebung und Aufmerksamkeit abseiten des Probirers und giebt 2—3% Blei weniger. Bei der geringeren Grösse der Gefässe, in welchen die kohlenstofffreie Beschickung geschmolzen wird, lassen sich aber auf einmal mehr Proben in einem Muffelofen anstellen, als bei der vorigen und dies ist hauptsächlich der Grund, weshalb man die Probe bei der oft bedeutenden Anzahl der wöchentlich zu machenden Proben beibehalten hat. Potaschenprobe.

Das Verfahren selbst wird in folgender Weise bei Erzen und Producten ausgeführt:

Von Bleiglanzschliegen wird 1 Probircentner = 5 Gramm mit dem 3—4fachen Gewicht gereinigter Potasche in einem kleinen Thontiegel (Taf. I, Fig. 5 a) mit einem Spatel innig gemengt, mit einer etwa ¼ Zoll starken Lage Kochsalz bedeckt und 42 Stück Proben in die völlig geheizte Muffel eines Holzkohlenprobirofens (Taf. I,

Fig. 1—3) bis zum vollständigen Schmelzen (etwa eine halbe Stunde lang) bei mit groben Holzkohlen zugelegter Muffelmündung und geöffneten Zügen erhitzt. Unter Entweichen von Kohlensäure oxydirt das Kali einen Theil des Schwefels im Bleiglanz, es bildet sich schweflige Säure, schwefelsaures Kali und Kalium, welches letztere einen anderen Theil Schwefel aus dem Bleiglanz unter Bildung von Schwefelkalium aufnimmt. Auf diese Weise würde sich der ganze Bleigehalt abscheiden lassen, wenn das gebildete Schwefelkalium nicht die Eigenschaft hätte, mit einem Theil noch unzersetzten Bleiglanzes sich zu einem Schwefelsalze zu vereinigen und so Schwefelblei in die Schlacke zu führen. Es geben



$$4\,(KO, CO^2) + 7\,Pb\,S = 4\,Pb + 3\,(KS + Pb\,S) + KO, SO^3 + 4\,CO^2.$$

Die dem Bleiglanz beigemengten Erden, meist saurer Natur, werden von der Potasche zu Schlacke aufgelöst. Ein Gehalt an Zinkblende und Schwefelkies macht mehr Schwierigkeiten, als ein solcher an Erden und ist nur durch einen erhöhten Boraxzusatz zu beseitigen.

Wollte man sich mit einem blossen Zusammenschmelzen des Bleiglanzes mit Potasche begnügen, so würde man viel zu wenig Blei ausbringen, wie die Resultate ergeben, welche Bredberg[1]) bei einer Vergleichung der verschiedenen Bleiproben erhalten hat.

Um den Bleigehalt des in der Schlacke vorhandenen Schwefelsalzes zum grössten Theil noch zu gewinnen, erniedrigt man in der zweiten Periode die Temperatur durch etwa 10—15 Min. langes Schliessen der Züge und theilweises Oeffnen der Muffelmündung (Kaltgehen, Abdampfen), wobei Luft zu den Proben tritt und das Schwefelsalz zersetzt wird, indem sich schwefelsaures Kali und ein Theil schwefelsaures Bleioxyd bildet. Die Theorie erfordert, die Proben so lange kalt gehen zu lassen, bis schwefelsaures Bleioxyd und unzersetzter Bleiglanz in solchem Verhältniss vorhanden sind, dass sie beim Zusammenschmelzen nur metallisches Blei geben. Dies soll in der letzten Periode ge-

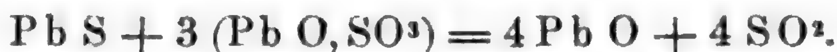
1) *Erdmann's* Journ. für oekon. u. techn. Chemie. XII, 179.

schehen, wo man etwa noch 1/4 Stunde lang die Züge wieder öffnet und die Muffelmündung mit Kohlen verschliesst. Es geben

$$PbS + PbO,SO^3 = 2Pb + 2SO^2.$$

Von der Dauer des Kaltgehens hängt hauptsächlich das Ausbringen an Blei ab und dieselbe lässt sich nur aus Erfahrung ermitteln. Man muss bei einem Bleiglanzschliege, dessen Verhalten man noch nicht kennt, mehrere Proben anfertigen, dieselben verschieden lange kalt gehen lassen und dann ermitteln, bei welcher Dauer dieser Periode das beste Ausbringen erfolgt ist.

Lässt man zu lange heiss gehen, dann bildet sich zu viel schwefelsaures Bleioxyd im Verhältniss zum unzersetzten Bleiglanz und beim nachherigen Zusammenschmelzen entsteht neben metallischem Blei leichtverschlackbares Bleioxyd.



$$PbS + 3(PbO,SO^3) = 4PbO + 4SO^2.$$

Bei zu früher Unterbrechung des Abdampfens erzeugt sich in der letzten Periode auch in der Schlacke bleibendes Unterschwefelblei.

$$2PbS + PbO,SO^3 = 2Pb + Pb^2S + 2SO^2.$$

Bei einer gut gerathenen Probe befindet sich unter der vollständig geschmolzenen, von Metalloxyden verschieden gefärbten Schlacke ein geschmeidiger Bleikönig von bleigrauer Farbe ohne besonderen Glanz. Ein blankes Korn deutet auf zu hohe, von Metallverlust beim Schmelzen begleitete Temperatur. Ist das Korn von einer dunkeln, spröden Lage von Unterschwefelblei umgeben, so hat man nicht lange genug kalt gehen lassen. Das Auswägen der Bleikörner geschieht bis auf 1 Pfund (p. 197).

Kupferkiesiger Bleiglanz wird auf nassem Wege zunächst auf Kupfer probirt und das dabei erhaltene schwefelsaure Bleioxyd mit Potasche, Mehl und Eisen zerlegt (siehe unten).

Bleistein, welcher bei seinem nicht unbedeutenden Gehalt an Schwefeleisen sich besser für die Röstprobe passt (Altenauer Hütte), ferner *Krätzschlieg* und *Flugstaub* (Rauch) werden wie Schlieg behandelt, nur giebt man einen geringen Zusatz von Kohlenstaub und die letzte Hitze etwas

länger. Die Kohle befördert die Reduction des Kalis und somit die Entschwefelung. Bei den Steinen von den letzten Durchstechen wirkt ein Boraxzusatz auf die Verschlackung des Kupfers vortheilhaft.

Fluthafter aus den Aufbereitungswerkstätten, hauptsächlich aus Erden mit geringem Bleiglanzgehalt bestehend, wird in Quantitäten von 2 Probircentnern in grossen Bleischerben (Taf. I, Fig. 5, b) mit dem 3—4fachen Potasche und einem Löffelchen voll Boraxglas gemengt, auf der Oberfläche etwa 30—50 Pfund feinzertheiltes Silber ausgebreitet, eine Kochsalzdecke gegeben und wie bei der Potaschenprobe verfahren, nur die erste und letzte Hitze länger gegeben. Das Mehrgewicht des Silbers ergiebt den Bleigehalt des Afters. Auch lässt man den Zusatz von Silber wohl ganz weg.

Man berechnet auch wohl den Bleigehalt der After aus ihrem Silbergehalt, welchen man genauer ermitteln kann. Man nimmt nämlich bei bekanntem Blei- und Silbergehalt des Schlieges, woraus der After entstanden ist, nach dessen Silbergehalt den Bleigehalt proportional an. Enthielt z. B. der Schlieg 70 Pfd. Blei und 12 Quint Silber, und der daraus entstandene After 0,5 Quint Silber, so wäre dessen Bleigehalt $= \frac{70 . 0,5}{12} = 3$ Pfd. Blei.

Proben für oxydirte Bleiverbindungen.

2) Oxydirte Bleiverbindungen bedürfen entweder nur eines reducirenden Schmelzens mit Potasche und Mehl bei einer Potaschendecke (Glätte, Abstrich), oder bei Anwesenheit von Erden noch flussbefördernder Zuschläge, wie Borax, Glas (Herd, Schlacken) oder auch eines Zusatzes von Eisen (z. B. schwefelsaures Bleioxyd, gerösteter Bleistein, gerösteter Ofenbruch etc).

Glätte und Abstrich werden in Quantitäten von 1 Probircentner mit dem 3fachen Gewicht Potasche, welcher 20—30 Pfund Mehl beigemengt sind, in einem grossen Bleischerben gemengt, eine Kochsalz- oder Potaschendecke gegeben und im Muffelofen bei allmählich steigender Temperatur erhitzt, bis die Bildung der Kohlenoxydgasflämmchen, das Flammen, aufgehört hat. Dann giebt man noch eine

etwa viertelstündige stärkere Hitze. Die Schlacke muss in dünnem Fluss gewesen sein.

Herd, mit Bleioxyd imprägnirter Mergel, wird wie Glätte behandelt, nur giebt man einen Zusatz von einem Löffelchen Borax und eine Kochsalzdecke.

Schlieg- und Bleisteinschlacken werden in Quantitäten von 2 Ctnr. mit Potasche, Mehl oder 30 Pfd. Kohlenstaub und 20—40% Boraxglas gemengt, mit einer Kochsalzdecke versehen, bis zum Abflammen allmählich erhitzt und dann noch bis 1½ Stunde bei der stärksten Hitze in der Muffel geschmolzen.

Da die Steinschlacken, namentlich vom dritten und vierten Durchstechen, strengflüssiger sind, als die Schliegschlacken, so giebt man bei ersteren etwas mehr Borax und stellt die Proben davon hinten in den Ofen.

Glättfrisch- und Abstrichfrischschlacken werden wie Schliegschlacken behandelt, nur lässt man die letzte Hitze ¾—1 St. dauern und erhöht den Kohlenpulversatz.

Schwefelsaures Bleioxyd enthaltende Producte, als Rückstände von der Kupferbestimmung in kiesigen Bleiglanzen, gerösteter Bleistein und Ofenbruch, Röstsohlen, Bleirauch etc. werden mit Potasche, Mehl und 10—30% Eisen nach Art der Freiberger Bleiproben (p. 214) beschickt.

III. Silberproben.

Die Silberproben auf trocknem Wege bestehen darin, dass man das im Probirgut enthaltene Silber an Blei bindet, zu welchem ersteres grosse Verwandtschaft hat und das erhaltene silberhaltige Blei (Werkblei) auf einer Kapelle (p. 205) einem oxydirenden Schmelzen (Abtreiben) im Muffelofen unterwirft. Dabei wird das Blei oxydirt und als Oxyd von der Kapelle eingesogen, während das Silber als glänzendes Körnchen zurückbleibt. Wesen derselben.

Während das Verfahren beim Abtreiben dasselbe bleibt, so kommen Abweichungen in der Art und Weise vor, wie man das Silber mit dem Blei vereinigt und zwar lassen sich dabei auf den Oberharzer Hütten folgende drei Fälle unterscheiden:

1) Combinirte Blei- und Silberprobe. Das Erz etc.

enthält selbst schon eine zur Aufnahme (Deckung) des Silbergehaltes hinreichende Menge Blei, ohne gleichzeitig viel Antimon, Arsen oder Kupfer zu führen. In solchem Falle ermittelt man den Bleigehalt nach der Potaschenprobe und treibt den erhaltenen Bleikönig ab. Man untersucht nach dieser Methode: silberhaltigen Bleiglanz, wenn er nicht zu silberreich ist, indem man 1 Centner zur Probe einwiegt. Abstrich, Glätte, Herd werden doppelt und zwar jedesmal 2 Centner abgewogen, und durch das Abtreiben der Bleikönige von 4 Centner Probirgut der Silbergehalt ermittelt. Schlieg- und Steinschlacken werden in Quantitäten von 2 Centner mehrfach auf Blei probirt und die Bleikönige von gewöhnlich 14 Centner Probirgut gemeinschaftlich abgetrieben.

Diese Probe giebt bei Erzen meist nur dann sichere Resultate, wenn der Silbergehalt nicht über 12 Quint im Centner und der Bleigehalt über 30% beträgt, das Probirgut ausserdem wenig fremde Metalle, als Kupfer, Arsen, Antimon, Eisen etc. enthält. Sind letztere in grösserer Menge anwesend, so entsteht ein stark verunreinigtes Werkbleikorn, welches nicht gehörig abtreibt. In solchen Fällen muss man die nachstehende Methode anwenden:

2) Ansiede- und Abtreibeprobe. Enthält ein Erz gar kein oder zu wenig Blei, um den Silbergehalt zu decken, oder ist dasselbe stark von andern Metallen verunreinigt, so schmilzt man dasselbe zunächst mit metallischem Blei und etwas Borax und Glas bei Luftzutritt auf einem Ansiedescherben (Taf. I, Fig. 8) im Muffelofen zusammen (Ansieden, Verschlacken). Dabei erzeugt sich Bleioxyd, welches seinen Sauerstoff gleichzeitig mit dem der atmosphärischen Luft an die im Erze enthaltenen Schwefelungen etc. abgiebt und so das Rösten energisch unterstützt. Es bilden sich theils flüchtige Verbindungen (schweflige, arsenige, antimonige Säure etc.) und Metalloxyde, welche gemeinschaftlich mit dem Bleioxyd und den im Erze enthaltenen Erden eine das Metallbad mehr oder weniger bedeckende Schlacke geben, während das zum Sauerstoff wenig verwandte Silber im metallischen Zustande in das überschüssig vorhandene Blei geht.

Der Prozess ist beendigt, wenn die Oberfläche des Bleies ganz oder zum grössten Theil mit gut geschmolzener Schlacke überdeckt ist.

Aehnlich wie Erze werden silberhaltige Metalllegirungen, z. B. Schwarzkupfer, untersucht. Die Metalle werden von dem aus Blei gebildeten Bleioxyd oxydirt, verbinden sich mit einem Theil des letzteren zu Schlacke und das Silber geht ins überschüssige metallische Blei.

Ein Zusatz von Glas und Borax empfiehlt sich bei allen Silberverbindungen, indem dadurch die Verschlackung der gebildeten Oxyde erleichtert und einem Durchfressenwerden der Ansiedescherben von den Metalloxyden (Durchgehen) vorgebeugt wird.

Zum guten Gelingen einer Probe sind erforderlich: die gehörige Menge des Blei- und Flusszusatzes, die richtige Leitung der Temperatur und die tadellose Beschaffenheit der Ansiedescherben.

Die Menge des Bleies hängt von der leichteren oder schwierigeren Zersetzbarkeit der im Erze etc. vorhandenen fremden Schwefelungen, Arsenverbindungen etc. und Erden ab. Legirungen erfordern mehr Blei, als Schwefelungen, indem sich die Metalle schwerer oxydiren, als Schwefelungen. Bei zu wenig Blei bleiben Schwefelungen etc. unzersetzt und damit Silber in der Schlacke; auch wird das Blei von fremden Metallen mehr verunreinigt, was beim Abtreiben von schädlichem Einfluss sein kann. Nimmt man einen Ueberschuss von Blei, so erfolgt beim Ansieden ein zu grosser Bleikönig, dessen Abtreiben längere Zeit erfordert. Mit der Zeitdauer beim Abtreiben steht der Silberverlust im Verhältniss.

Die Grösse des Borax- und Glaszusatzes richtet sich nach der Qualität und Quantität der erdigen und metallischen Beimengungen. Basische, sehr kalkige, und sehr strengflüssige, z. B. blendige Erze, erfordern bis 50% Flusszusatz, saure Erze weniger, bis zu 10%. Wird zu viel Flussmittel gegeben, so bildet sich gleich zu Anfang der Operation zu viel Schlacke auf der Oberfläche, welche den Luftzutritt vom Blei abhält und die vollständige Zersetzung der Schwefelungen verhindert. Es bleiben dann in der

Schlacke silberhaltige Oxysulphurete zurück. Muss man einen bedeutenden Flusszuschlag geben, so wird ein Theil des Flusses zu Anfang und der Rest vor dem letzten Heissthun hinzugefügt.

Das Vermengen der Zuschläge mit dem Erze geschieht auf die Weise, dass man die abgewogene Menge von letzterem mit der Hälfte Blei und dem Flussmittel im Ansiedescherben umrührt und die andere Hälfte Blei darüber ausbreitet. Die beschickten Proben werden in den stark glühenden Muffelofen eingetragen, die Muffelmündung mit abgeäthmeten Kohlen verschlossen und so lange bei geöffneten Zügen stark erhitzt, bis die Oberfläche der Probe glatt geworden ist und sich am Rande des Scherbens mit Schlacke zu bedecken anfängt, welcher Zeitpunkt bei leichtschmelzigen Erzen nach 15—20, bei strengflüssigen nach 30—35 Minuten einzutreten pflegt.

In dieser Periode findet schon eine Oxydation der Schwefelungen etc. im Probirgute durch den nicht ganz abzuschliessenden Sauerstoff der Luft und das gebildete Bleioxyd statt. Dieselbe wird jedoch in der zweiten Periode erst vollendet, indem man bei geschlossenen Zügen die Muffelmündung so lange öffnet (10—15 Min.), bis die reichlich gebildete Schlacke das Metallbad ganz oder fast ganz überdeckt. Hierauf giebt man noch durch Schliessen der Muffelmündung und Oeffnen der Züge eine 5—10 Minuten dauernde starke Hitze, um die in der Schlacke mechanisch eingeschlossenen Bleikörnchen abzuscheiden, nimmt alsdann die Scherben mit der Gabelkluft heraus und lässt sie, wenn man Zeit hat, an der Luft erkalten, oder man giesst ihren Inhalt auf mit Vertiefungen versehene eiserne Probebleche aus, welche zuvor mit Kreide ausgerieben und erwärmt sind.

Die Bleikönige werden durch Hammerschläge von der anhaftenden Schlacke befreit und zu Würfeln mit abgestumpften Kanten und Ecken geschlagen, die man abtreibt. Spröde Bleikönige deuten auf eine unvollkommene Verschlackung fremder Metalle; es fehlte dann entweder an Blei oder die Verschlackung wurde nicht weit genug fortgesetzt.

Da beim Verschlacken kein oder ein nur höchst geringer Silberverlust entsteht, so sucht man dasselbe möglichst weit zu treiben, damit ein kleiner Bleikönig erfolgt, der beim Abtreiben einen geringern Silberverlusst zulässt, als ein grösserer Bleikönig. Nach diesem Verfahren behandelt man:

Andreasberger arme und reiche Silbererze, indem man $^1/_2$ Probircentner mit $5^1/_2$ Ctnr. Kornblei und einem halben Löffel voll Glas und Borax beschickt. Die reichen arsenikalischen Erze erfordern eine hohe Temperatur beim Ansieden, um eine vollständig geflossene Schlacke zu erhalten. Es bildet sich leicht ein erstarrter silberreicher Schlackenrand. Bei einem bedeutenden Gehalt an Zinkblende muss man mit dem Blei- und Flusszusatz steigen.

Die silberreicheren Bleiglanze von Bergwerkswohlfahrt und Hülfe Gottes erfordern nur das 6—8fache Blei und einen geringen Flusszusatz.

Kupferstein mit 20—30% Kupfer erfordert das 12 bis 16fache Blei, Bleistein das 8fache.

Schwarzkupfer und Gaarkupfer werden in Quantitäten von $^1/_2$ Ctnr. mit 9—10 Ctnr. Blei verschlackt.

Die beim Verschlacken erhaltenen Bleikönige werden auf die später bei der Abtreibeprobe angegebene Weise abgetrieben.

3) Combinirte Tiegelschmelz- und Abtreibeprobe. Sehr arme erdige und sehr reiche arsenikalische Erze werden wohl mit metallischem Blei und Flussmitteln zusammengeschmolzen, wobei das Blei das Silber extrahirt und dann abgetrieben wird. Bei einem bedeutenden Erden- und Arsengehalt entsteht bei der Ansiedeprobe leicht ein Silberverlust durch Bildung silberreicher Schlacken und diese Probe giebt dann ein besseres Resultat.

Fluthafter beschickt man 4fach, jedes Mal 2 Ctnr., mit Potasche in grossen Bleitiegeln (Taf. I, Fig. 5. *b*), rührt sorgfältig um, breitet auf der Oberfläche 2 Ctnr. feingesiebtes Kornblei gleichmässig aus, giebt eine Kochsalzdecke und behandelt diese Proben wie eine Bleierzprobe

(p. 215), nur giebt man eine länger andauernde Hitze bis zum vollständigen Schmelzen.

Die erhaltenen 4 Bleikönige von 8 Ctnr. Probirgut werden gemeinschaftlich auf einem Ansiedescherben verschlackt und der erfolgende Bleikönig abgetrieben. Durch eine Nebenprobe wird durch Ansieden und Abtreiben der Silbergehalt von 8 Ctnr. Kornblei ermittelt, und das Silberkörnchen beim Verwägen der Probekörner zu den Gewichten gelegt.

Andreasberger Erze mit über 42 Quint Silbergehalt beschickt man und zwar einen Centner mit Potasche, wie eine Bleiprobe, streut auf die Oberfläche 1½—2 Centner feingesiebtes Kornblei, bedeckt das Ganze mit Kochsalz und schmilzt, wie eine Bleiprobe. Der König wird abgetrieben und verwogen, wobei man den Silbergehalt des zugesetzten Bleies abzieht.

4) Abtreibeprobe. Dieselbe kann ohne Weiteres bei silberhaltigen Legirungen zur Anwendung kommen, wenn dieselben eine hinreichende Menge Blei enthalten (Werkblei, Frischblei) oder bei silberreichen, kupferhaltigen Legirungen (Blicksilber, Brandsilber, Münzen), welche eines Zusatzes von Blei beim Abtreiben auf der Kapelle bedürfen (Münz- oder Feinproben). Sind die bleireichen Legirungen der ersteren Art sehr silberarm, so wird wohl eine grössere Menge (bis 32 Ctnr.) davon erst angesotten und der dabei erhaltene Bleikönig, in welchem sich der Silbergehalt concentrirt hat, abgetrieben.

Das Verfahren beim Abtreiben ist folgendes:

Man stellt die Kapellen in zwei Reihen in das vordere Drittel der stark glühenden Muffel, lässt dieselben bei geschlossener Muffelmündung tüchtig durchglühen (Abäthmen) und trägt alsdann die Bleikönige von vorn nach hinten zu in die Kapellen ein. Man lässt bei geöffneten Zügen und mit Kohlen geschlossener Muffelmündung rasch antreiben, bis die matte Haut auf der Oberfläche verschwindet und letztere in treibende Bewegung geräth, öffnet dann die Muffelmündung zum grössten Theil und schliesst die Züge. Dabei oxydirt sich das Blei, das gebildete Oxyd wird in Gestalt kleiner Perlen dem Rande der Kapelle zugetrieben

und von derselben so lange eingesogen, als sich noch Glätte bildet. Je nach der Dauer des Abtreibens und der dabei angewandten Temperatur entsteht ein geringerer oder grösserer Silberverlust durch Verflüchtigung, sowie auch dadurch, dass sich bei Gegenwart von viel Bleioxyd ein Theil Silber oxydirt und mit dem Bleioxyd von der Kapelle eingesogen wird (Silberverlust durch Kapellenzug.) Damit diese Verluste möglichst gering ausfallen, muss man nicht zu grosse Bleikönige zum Abtreiben bringen, sondern dieselben lieber durch Verschlacken verringern, ferner die Temperatur nicht zu hoch und nicht zu niedrig leiten. Als Kennzeichen für die richtige Temperatur dient die Bildung von Federglätte, wenn sich Glätteschüppchen an dem Rand der Kapelle ansetzen, das Dunkelglühen der Kapelle und das Wirbeln des Bleirauchs in der Muffel. Bei zu hoher Temperatur steigt der Bleirauch gerade in die Höhe, die Kapellen glühen heller und alle Glätte wird eingesogen. Sinkt die Temperatur zu sehr, dann werden die Kapellen schwarz, der Bleirauch schleicht über denselben hin und es bildet sich um das treibende Metall herum ein dunkler Glätterand, welcher von der Kapelle nicht aufgesogen wird. Die Probe kann leicht erstarren (erfrieren) und will man sie dann durch starkes Erhitzen wieder zum Treiben bringen, so kann dies nur mit grösseren Silberverlusten geschehen.

Bei zu hoher Temperatur öffnet man zum Abkühlen der Proben die Muffelöffnung ganz, fährt mit einem kalten Eisen (Kühleisen) darüber hin und her oder setzt hinter die Kapellen kalte Ansiedescherben.

Gegen das Ende des Processes, wo die Legirung bei Anreicherung des Silbergehaltes strengflüssiger wird, erhöht man die Temperatur durch geringes Oeffnen der Züge und Zulegung der Muffelmündung wieder, bis sich die letzten Bleioxydhäutchen mit Regenbogenfarben über das Silberkorn in die Kapelle ziehen (das Blicken). Ist das Korn starr geworden, so nimmt man bei geringer Grösse desselben die Kapellen sogleich aus dem Ofen, fasst das Korn mit der Kornzange, bürstet dasselbe ab und legt es, bis das Verwägen stattfindet, in eine Vertiefung des Bleibleches.

Grössere Körner müssen durch vorsichtiges Vorziehen der Kapelle ins Vordertheil der Muffel erst abgekühlt werden, weil sie sonst spratzen.

Das Silber verbindet sich bei erhöhter Temperatur wahrscheinlich chemisch mit dem Sauerstoff der Luft und das gebildete Silberoxyd ist in der ganzen Masse des Silbers ähnlich vertheilt, wie das Kupferoxydul im Gaarkupfer. Bei abnehmender Temperatur verliert das Silber seine Verwandtschaft zum Sauerstoff und dieser entweicht. Geschieht das Abkühlen plötzlich, so entweicht der Sauerstoff so rapide, dass er Silbertheilchen mit fortreisst. Gespratzte Proben sind deshalb immer leichter, als ungespratzte von derselben Probesubstanz. Langsam abgekühltes oder unreines Silber spratzt nicht, im letzteren Falle nach Levol deshalb nicht, weil das in der Kapelle enthaltene Kupferoxydul beim Erkalten des Silbers den absorbirten Sauerstoff aufnimmt und sich in Oxyd verwandelt.

Ein tadelloses Korn ist oberflächlich vollkommen glänzend und zeigt nach dem Abbürsten an der Unterfläche eine reine silberweisse Farbe.

Beim Auswägen der Silberkörner, wobei gewisse Differenzen gestattet sind (p. 197), zieht man den Silbergehalt des beim Ansieden oder Abtreiben zugesetzten Silbers ab, indem man das daraus hergestellte Silberkorn zu den Gewichten legt; bei silberreichen Legirungen wird dieser Silbergehalt nicht weiter berücksichtigt.

Den Silberverlust durch Kapellenzug bringt man bei silberärmeren Substanzen nicht in Anrechnung, wohl aber nach vorhandenen Tabellen bei silberreichen Legirungen. Derselbe steigt mit abnehmendem Silbergehalt des Erzes und beträgt bei Erzen von $1^1/_2$—16 Lth. Silber im Centner 2—4%, bei ärmeren Erzen sinkt er auf 1—$^3/_4$% des angelegten Silbers.

Auf den Oberharzer Hütten werden pattisonirtes Armblei und Frischblei, nachdem die genommenen einzelnen Proben zusammengeschmolzen und gekörnt oder auf ein Eisenblech ausgegossen worden, in Quantitäten von resp. 32 und 8 Ctnr. verschlackt und der erfolgende Bleiregulus abgetrieben. Von Werkblei treibt man 1 Ctnr. gleich ab.

Brandsilber wird in der Weise auf seine Feine probirt, dass man 4 Lth. Feingewicht (p. 201) Probirgut doppelt abwiegt, und zwar einmal von der Unter-, dann von der Oberprobe. Die Proben werden auf einem glatten Ambos ausgeplattet und von den entstandenen dünnen Blechen feine Schnitzeln abgeschnitten. Man wickelt das abgewogene Silber in ein Skarnitzel von dünnem Briefpapier und trägt dasselbe auf die gut abgeäthmete Kapelle in dem in starke Gluth versetzten kleinen Münzprobirofen (p. 201) ein. Es werden immer nur zwei Proben auf einmal angefertigt, die Ober- und Unterprobe. Sobald bei geöffneten Zügen und geschlossener Muffelmündung das Papier verbrannt ist, trägt man zu jeder Probe 16 Lth. möglichst silberfreies Blei in einem Stück ein, lässt dasselbe bei möglichst hoher Temperatur rasch antreiben und zieht, sobald dies geschehen, die bisher in der Mitte des Ofens stehenden beiden Kapellen mit einem Haken beinahe vor die Mündung der Muffel, in welche eine kleine Kohle eingelegt ist. Dabei kühlt man die Proben bei offenen Zügen anfangs öfters mit dem Kühleisen und schiebt sie mit dem Abnehmen der Masse allmählich im Ofen zurück, damit sie heiss blicken. Die Temperatur muss anfangs so geleitet werden, dass sich um das Metall herum ein Glättrand bildet, welcher nicht erstarren, aber auch von der Kapelle nicht ganz eingesogen werden darf, während sich gleichzeitig Federglätte erzeugt. Gegen das Ende muss bei gesteigerter Temperatur der Glätterand verschwinden. Beide Silberkörner werden nach gehörigem Abbürsten erst unter sich auf der Wage verglichen, dann gemeinschaftlich bis auf $^1/_8$ Grän ausgewogen. Der Silbergehalt des zugesetzten Bleies wird nicht abgezogen.

IV. Kupferproben.

Für das Probiren der zur Altenauer und Lautenthaler Hütte zur Anlieferung kommenden Kupferkiesschliege ist das modificirte Sefström'sche oder schwedische Verfahren vorgeschrieben. Bei Untersuchung von kupferhaltigen Schmelzproducten wird auf den Hütten meist die trockne, sogenannte deutsche Probe angewandt. Zur Ausmittlung geringer Kupfergehalte, z. B. in Schlacken, Probirmethoden.

im Werk- und Frischblei etc. bedient man sich wohl der Heine'schen colorimetrischen Probe.

Schwedische Kupferprobe.

1. Modificirte schwedische oder Sefströmsche Kupferprobe.

Das ursprüngliche schwedische Verfahren[1]) leidet an mehreren Uebelständen, welche durch die nachstehende, von mir auf den Oberharzer Hütten eingeführte Modification[2]) desselben vermieden werden. 1 Ctnr. feingeriebener Kupferkiesschlieg wird mit möglichst wenig Königswasser (2 Thle. rohe Salzsäure und 1 Thl. rohe Salpetersäure) in einem Digerirglase bis zur vollständigen Zersetzung im Sandbade erhitzt, dann zur Austreibung der Salpetersäure einige Tropfen englische Schwefelsäure hinzu gethan und fast bis zur Trockne verdampft. Hierauf setzt man vorsichtig heisses Wasser zur Probe und lässt dieselbe noch einige Zeit auf dem Sandbade stehen, damit sich das gebildete schwefelsaure Kupferoxyd auflösst. Sollte die Probe beim Abdampfen mit Schwefelsäure ganz trocken geworden sein, so befeuchtet man sie vor dem Aufgiessen des Wassers mit einigen Tropfen Schwefelsäure, um gebildete basische Salze löslich zu machen.

Die Lösung wird filtrirt und der Rückstand kann, wenn das Erz Blei enthielt, noch auf Blei probirt werden, indem man ihn trocknet und mit Potasche, Mehl und Eisen schmilzt, wobei sich aus dem vorhandenen schwefelsauren Bleioxyd das Blei ausscheidet (p. 219). Auch kann ein Silbergehalt des Probirgutes durch Ansieden (p. 220) des Rückstandes, welcher alles Silber als Chlorsilber enthält, ermittelt werden.

Das kupferhaltige, freie Säure enthaltende Filtrat wird mit zwei etwa 1 Zoll langen Eisendrahtstiften, welche ganz von der Flüssigkeit bedeckt werden, auf dem Sandbade so lange erwärmt, bis alles Kupfer vom Eisen niedergeschlagen ist. Ein Kennzeichen hierfür giebt einmal das Farbloswerden der Lösung, dann ein blanker, einige Zeit in dieselbe hineingehaltener Eisendraht, wenn er sich nicht mehr mit Kupfer überzieht, sondern blank bleibt. Ist die

1) Bergwerksfreund I, 409; II, 305.

2) Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1854, Nr. 5; 1855, Nr. 33.

Salpetersäure durch Schwefelsäure nicht vollständig ausgetrieben, so wird nicht alles Kupfer vom Eisen ausgefällt.

Nach beendigter Fällung füllt man das Digerirglas mit heissem Wasser, schüttelt tüchtig um, lässt sich das Kupfer setzen, decantirt die klare Flüssigkeit und wiederholt dieses Auswaschen noch zweimal. Dann hält man eine Porzellanschaale (Tassenschaale) über das mit Wasser angefüllte Glas, dreht dasselbe um und lässt die Drahtstifte nebst dem Kupfer in die Schaale sinken. Sobald dies vollständig geschehen ist, zieht man das noch theilweise mit Wasser gefüllte Digerirglas seitlich weg, befreit die Eisenstäbe durch Reiben mit den Fingern von noch anhaftendem Kupfer, nimmt sie aus der Flüssigkeit heraus, decantirt das mit heissem Wasser übergossene Kupfer noch einige Mal, übergiesst dann das feuchte Kupfer mit etwas Weingeist und trocknet bei nicht zu starker Hitze, wobei der Weingeist einer Oxydation des Kupfers entgegenwirkt, bis zwei auf einander folgende Wägungen dasselbe Resultat geben. Das Kupfer behält, wenn die Trocknung bei nicht zu hoher Temperatur geschah, eine characteristisch rothe Farbe, und wird nicht schwarz.

Wie v. Hubert's[1]) und Mohr's[2]) Untersuchungen gezeigt haben, lässt diese Probe als Betriebsprobe nichts zu wünschen übrig. Sie vereinigt Genauigkeit mit leichter und schneller Ausführbarkeit.

2. Heine's colorimetrische Kupferprobe.

Heine'sche Kupferprobe.

Dieselbe wird wohl im chemischen Laboratorium zu Clausthal zur Bestimmung geringer Kupfergehalte in Schlacken und im Blei angewandt und ganz so ausgeführt, wie in Bodemanns-Kerl's Probirkunst, p. 223, beschrieben worden. Ist in einem Blei, z. B. in dem Altenauer pattisonirten Blei, der Kupfergehalt sehr gering, so bestimmt man denselben auf analystisch-chemischem Wege durch Auflösen von 50 Gram (10 Probircentner) Blei[3]).

1) Oesterr. Zeitschr. 1854, Nr. 29. — Berg- und Hüttenm. Zeitg. 1855, Nr. 5.

2) Ann. d. Chem. u. Pharm. XCII, 215.

3) Mittheil. des Clausth. Vereins Maja, Jahrg. 1857, Hft. 1, p. 10. — Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1859. Nr. 7, p. 60.

3. Deutsche Kupferprobe.

Kupferprobe auf trocknem Wege.

Diese Probe auf trocknem Wege wendet man auf den Hütten hauptsächlich zur docimastischen Untersuchung von Steinen, Schwarzkupfer, Schlacken etc. auf ihren Kupfergehalt an.

1 Centner Kupferstein wird unter öfterem Umrühren auf einem mit Kreide ausgestrichenen Röstscherben todtgeröstet (etwa 3 Stunden), dann zur Zerstörung der beim Rösten gebildeten schwefelsauren Salze mit Unschlitt abgebrannt oder $^1/_2$ St. mit Kohlenstaub geröstet. Das Röstgut beschickt man sodann mit dem $2^1/_2$—3fachen schwarzen Fluss (oder statt dessen einem Gemenge von Potasche und Mehl), 1 Löffelchen voll Borax und 2 Löffelchen Glas, thut das Gemenge in eine Kupfertute (Taf. I, Fig. 7), giebt eine Lage Kochsalz darauf und erhitzt die Tiegel im Gebläse- oder Windofen (p. 201). Nach dem Durchschlagen der Flamme in letzterem lässt man sie noch 13—15 Minuten im Ofen. Auch geschieht das Schmelzen in hohen Bleischerben im Muffelofen.

Bei einer gut gerathenen Probe ist die Schlacke schwarzgrün und der Metallkönig hat äusserlich und auf dem Bruche eine fast kupferrothe Farbe. Eine röthliche Schlacke und reine Kupferfarbe des Königs deuten auf zu viel Zusatz von Solvirungsmitteln (Borax und Glas), eine grünschwarze Schlacke und ein äusserlich schwarzer, auf dem Bruche aber wenig rother König zeugen von einem zu geringen Zusatz von Solvirungsmitteln. Bei unvollständiger Röstung ist das Korn von einer dunkeln, spröden Steinschicht umgeben.

Der resultirende Schwarzkupferkönig wird je nach seinem Bleigehalt mit dem 2—4fachen Gewicht Blei auf der Kapelle gaar gemacht. Man bringt das in die weissglühende Kapelle eingesetzte Blei im Muffelofen möglichst rasch zum Treiben, setzt, sobald dieses eingetreten ist, das Kupfer in einem Skarnitzel zu, oder erst Kupfer und dann Blei, und unterhält das Treiben bei bis zur Hälfte geschlossener Muffelmündung und geöffneten Zügen bis zum Blicken. Sobald dieses eingetreten ist, streut man mittelst eines Löffels mit

langem Stiel Kohlenstaub auf die Probe und wirft sie zur raschen Abkühlung in Wasser.

Gleichzeitig mit der Probe wird eine Gegenprobe mit einer gleich grossen Menge von Gaarkupfer und Blei gemacht und der bei derselben durch Verschlackung herbeigeführte Kupferverlust dem bei der Hauptprobe gefundenen Gaarkupfergehalte zugerechnet.

Schwarzkupfer wird in Quantitäten von 25—50 Pfd. gleich mit dem 2—4fachen Blei gaar gemacht.

Kupferschlacken werden in Quantitäten von 2 und mehr Centnern wie gerösteter Kupferkies behandelt und der erfolgende Kupferkönig bei einem Zusatz von Gaarkupfer gaar gemacht, welchen man demnächst wieder in Abzug bringt.

V. Schaffners Zinkprobe.

Schaffner-sche Zinkprobe

Oberharzer Zinkblende, welche in Gestalt von Stückblende, Setzgraupen, Schlieg und Schlamm an die Altenberger Gesellschaft nach Berge Borbeck verkauft wird, untersucht man nach der Schaffnerschen Titrirprobe[1]) auf ihren Zinkgehalt, indem das Reactionsende auf die von Streng[2]) angegebene Weise bestimmt wird. Man zersetzt 1 Gramm (25 Probirpfund) feingepulverte Blende durch Königswasser, fügt ohne zu filtriren ein Gemisch von 1 Theil kohlensaurem Ammoniak und 3 Theilen Aetzammoniak im Ueberschuss hinzu, digerirt, wobei sich das Zink im Fällungsmittel auflöst, filtrirt und wäscht den Rückstand mehrmals mit heissem Wasser aus. Man setzt nun aus einer in Cubikcentimeter eingetheilten Mohrschen Quetschhahnbürette (Taf. I Fig. 15) eine titrirte Schwefelnatriumlösung so lange zu der in einem Digerirglase mit flachem Boden befindlichen Zinklösung, als noch ein deutlicher weisser Niederschlag von Schwefelzink entsteht. Sodann wirft man in die Flüssigkeit ein etwa 5 Lin. langes und 3 Lin. breites Stückchen Druckpapier, welches zuerst in eine nicht zu concentrirte Eisenchloridlösung, dann in Ammoniak getaucht ist, wobei sich auf demselben ein braunrother Ueberzug von Eisenoxyd-

1) Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1856, Nr. 28, 36.
2) Ebend. 1859, Nr. 16.

hydrat bildet. Durch das Papier ist ein Platindraht gesteckt, damit es sich auf dem Boden des Glases möglichst auflegt und seine Färbung von aussen beobachtet werden kann. Während das Papier auf dem Boden liegt, lässt man vorsichtig unter stetem Umschütteln des Glases so lange Schwefelnatriumlösung zu, bis das Rothbraun des Papiers in einen missfarbigen, grünlichen Farbenton übergeht in Folge einer Bildung von Schwefeleisen. Diese tritt erst ein, nachdem alles Zink an Schwefel gebunden ist. Lässt man dann die Probe einen Augenblick stehen, so wird das Papier noch dunkler, und deutet dies auf einen Ueberschuss von Schwefelnatrium. Man merkt sich alsdann die Anzahl der verbrauchten Cubikcentimeter Schwefelnatriumlösung, welche bis zur Aenderung der Farbe des Papiers verbraucht wurde, und wiederholt die Probe in derselben Weise, dass man etwa 1 Cubikcentimeter Schwefelnatriumlösung weniger, als vorher, zur Zinklösung setzt, dann das rothbraune Papier hinzuthut und jetzt mit der grössten Vorsicht Schwefelnatriumlösung hinzulässt, bis die bezeichnete Färbung eben eintritt.

Zur Herstellung der Normalflüssigkeit wird durch Kochen von Sodalösung (1 Theil Soda in 5 Theilen Wasser) mit Kalkbrei Aetznatronlauge dargestellt und diese in einem kupfernen Kessel bis zu einem specifischen Gewichte von etwa 1,16 eingedampft. Man theilt die Lauge, sättigt den einen Theil mit Schwefelwasserstoffgas, fügt dann den zweiten Theil hinzu und titrirt die Lösung mit chemisch reinem Zink so, dass etwa 0,2 Gramm Zink von 17—18 Cubikcentimeter der Lösung ausgefällt werden.

Aus der bei der Hauptprobe verbrauchten Anzahl Cubikcentimeter Normalflüssigkeit lässt sich alsdann der Zinkgehalt des Erzes berechnen.

VI. Brennmaterialproben.

Zweck. Bei der docimastischen Untersuchung eines Brennmaterials kommt es hauptsächlich auf Bestimmung seines absoluten Wärmeeffectes, seines Aschengehaltes und der Quantität Kohlen oder Koks an, welche beim Verkohlen erhalten wird.

Verfahren. Der absolute Wärmeeffect wird nach Berthier's

Verfahren auf die Weise ermittelt, dass man 20—25 Probirpfund feinzertheiltes, genau abgewogenes Brennmaterial mit dem 30fachen feingesiebter rother Bleiglätte innig mengt, das Gemenge in einen grossen Bleischerben (Taf. I, Fig. 6, *b*) thut, mit der gleichen Menge Glätte bedeckt und noch mit einer Decke von metallfreiem Glaspulver versieht. Den mit einem Ansiedescherben bedeckten Tiegel erhitzt man bei allmählich steigender Temperatur im Muffelofen, wobei durch die brennbaren Bestandtheile im Brennstoffe ein Theil der Glätte zu metallischem Blei reducirt wird. Erhitzt man anfangs zu stark, so findet eine unvollständige Oxydation statt, es bildet sich Kohlenoxydgas und die Proben flammen.

Sobald dünner Fluss eingetreten ist (nach etwa ³/₄ Stunden), nimmt man die Proben aus dem Ofen, entschlackt den Bleikönig nach dem Erkalten, bürstet ihn ab und wiegt. Je grösser das Gewicht des Bleikönigs, um so mehr brennbare Bestandtheile enthält das Brennmaterial und um so werthvoller ist dasselbe. Zur Vergleichung dient, dass 1 Theil Kohlenstoff 34 Theile Blei reducirt. Die Proben müssen mehrfach angestellt und aus den erhaltenen Resultaten das arithmetische Mittel genommen werden.

Die aus einem Brennmaterial darstellbare Kohlen- oder Koksmenge erfährt man auf die Weise, dass man ein oder mehrere Probircentner davon in Stücken in eine Kupfertute (Taf. I, Fig. 7) thut, diese mit einem Deckel versieht und im Windofen oder Muffelofen bei allmählich steigender Temperatur erhitzt. Es tritt alsbald eine Verkohlung ein und die dabei gebildeten brennbaren gasförmigen Producte entzünden sich an der Mündung der Tute. Nach beendigter Kohlung, wenn die Flamme aufhört, lässt man die Tuten erkalten und wiegt ihren Inhalt aus. Der Agregatzustand der Kohle kann zuweilen, z. B. bei Steinkohlen, Schlüsse auf deren Verwendbarkeit zu einem bestimmten Zwecke zulassen.

Der Aschengehalt wird dadurch ermittelt, dass man die beim Verkohlen erhaltene Kohle feinpulvert, auf einem Röstscherben ausbreitet und unter der Muffel verbrennt. Die zurückbleibende Asche wird gewogen.

Zweites Kapitel.

Brennmaterialien.

§. 7. Allgemeines.

Rohe Brennm.
Verkohlte Brennmaterialien.
Gasförmige Brennm.

Man verwendet auf den Oberharzer Hütten von rohen Brennmaterialien Holz, Torf und Steinkohlen, von verkohlten Holzkohlen und Koks. Gasförmige Brennmaterialien haben sich nicht bewährt. Es sind im Jahre 1842 Versuche auf Altenauer Hütte angestellt, die Gichtgase aus den Schliegöfen zum Rösten des Bleisteines zu benutzen. Die Gase wurden nach Wasseralfinger Methode 4 Fuss unter der Gicht bei geschlossenem Gichtdeckel aufgefangen und durch ein gusseisernes Rohr von 1 Fuss Durchmesser in den 1 Fuss weiten Canal des Röstofens geleitet, von wo sie über 2 Feuerbrücken auf den Herd eines Flammofens traten und mittelst erhitzter Gebläseluft, die aus 8 Düsen zwischen dieselben ausströmte, verbrannt wurden. Man erhielt bei diesem Versuche folgende Resultate:

1) Die Gase lieferten wegen ihrer Unreinheit eine zum Rösten kaum hinreichende Hitze, auch war die Wirkung der Flamme sehr ungleichmässig, indem sie immer nach oben ging. Aehnliche Erfahrungen über die geringe Brennbarkeit und Heizkraft der Gase aus Blei- und Kupferöfen hat man auch in Freiberg[1]) und im Mansfeldschen[2]) gemacht.

2) Das erforderliche beständige Translocieren des nur in kleineren Quantitäten verarbeitbaren Steines von kälteren nach heisseren Stellen war höchst beschwerlich und verursachte mehr Arbeitslöhne.

3) Das gusseiserne Gasleitungsrohr wurde, obgleich mit Lehm überzogen, von schwefliger Säure stark angegriffen, und aller Flugstaub des Hohofens passirte erst den Röstofen, ehe er in die Flugstaubkammern gelangen konnte.

---

1) Berg- und Hüttenm. Ztg. III. 137. — *Rammelsberg's* Metallurgie. p. 240.

2) *Pogg.* Ann. L. 81. — Bergwerksfr. III 257; V 209; VI 513; VII 545.

4) Der Gichtdeckel konnte nicht zum gehörigen Verschluss gebracht werden, die Gase traten auf den Beschickungsboden und übten auf die Arbeiter eine betäubende Wirkung aus.

5) Zwar wurde eine Brennmaterialersparung erreicht, allein bei Berücksichtigung der obigen Uebelstände erschien der Versuch dennoch nicht vortheilhaft, zumal da bei der gewöhnlichen Röstarbeit bei einem nicht gar bedeutenden Holzaufwande grosse Quantitäten Stein längere Zeit nur sich selbst überlassen zu werden brauchen.

Bei versuchsweiser Anwendung eines Schachtofens statt eines Flammofens hatte man die Temperatur nicht in der Gewalt; wo das Gas unten einströmte, schmolz der Stein zusammen und war dann schwierig aus dem Ofen zu schaffen.

§. 8. Holz.

Das Holz enthält im lufttrocknen Zustande durchschnittlich: Eigenschaften des Holzes.

40 Kohlenstoff incl. 1% Asche,
40 chemisch gebundenes und
20 hygroskopisches Wasser

und besteht völlig getrocknet aus etwa 96% Holzfaser und 4% Saft. Die Holzfaser hat bei allen Hölzern nahe dieselbe Zusammensetzung von 52,65 C, 5,25 H und 42,10 O, besteht also fast aus gleichen Theilen Kohlenstoff und Wasser. Im Saft ist der Sitz der aschengebenden Bestandtheile. Der Aschengehalt schwankt zwischen 0,5 und 5%, beträgt gewöhnlich aber 1%. Im frischgefällten Holze schwankt der hygroskopische Wassergehalt zwischen 20—50%, im völlig lufttrocknen Holze zwischen 18—20% und im gewöhnlichen Brennholze zwischen 20—25%. Stark getrocknetes Holz zieht in einem Jahre wieder 8—10% Wasser an.

Da man das Holz meist dem Volumen nach kauft, so hängt sein Werth hauptsächlich vom specifischen Gewichte ab. Es kommt aber auch die Grösse, Form und die Art des Einschlagens in Betracht, so dass das Gewicht eines bestimmten Volumens unter gleichen Umständen um so

grösser ist, je dicker die Scheite und je grösser das specifische Gewicht. Es beträgt das specifische Gewicht von den harten Hölzern: Ahorn 0,645, Birke 0,627, Rothbuche 0,591, Weissbuche 0,770, Steineiche 0,708, Erle 0,538, Esche 0,670, Ulme 0,568; von weichen Hölzern: Linde 0,439, Schwarzpappel 0,387, Weide 0,487, Fichte 0,472, Kiefer 0,550, Lärche 0,474, Edeltanne 0,481.

Das Verhältniss der soliden Holzmasse von eingeschlagenem Holz zu den leeren Räumen ist mehrfach ermittelt. Nach Knapp enthalten 100 Cubikfuss Holz an solider Holzmasse bei Scheitholz 70, bei Knüppelholz 60, bei Stockholz 50 und bei Reisig 25 Cubikfuss. Karmarsch nimmt die leeren Räume zu $^1/_3$, Landet zu $^1/_8$, $^1/_6$, ja selbst $^1/_5$ von dem ganzen Inhalte an. 1 Wiener Klafter (6 F. l., 3 F. br. und 6 F. hoch) hält mit den Zwischenräumen 108 Cubikf., ohne dieselben bei Ahorn 67,5, Birken 69, Buchen 74, Eichen 74, Erlen 69, Fichten 81, Kiefer 72, Lärchen 72, Tannen 81, Weiden 69 Cubikfuss. 1 Klafter Scheitholz = 2 Klafter Stockholz; 3 Klafter Scheitholz = 4 Klafter Prügelholz derselben Art. 1 Wiener Klafter lufttrocken Fichtenholz wiegt 21, Tannenholz 23, Rothbuchen 26—28, Birken 28, Steineichen 32, Hainbuchen 35 Centner.

Hinsichtlich der Wirkungsweise der Holzarten hat man unter Anderem nachstehende Erfahrungen gemacht: nach Karmarsch wirken 1000 massive hannoversche Cubikfuss Fichtenholz = 650 Buchen oder Föhren = 680 Birken = 900 Erlen, oder 1 Klafter Fichtenholz von 144 Cubikfuss, welches nach Abrechnung der nahe $^1/_3$ betragenden leeren Räume 100 Cubikfuss wirkliche Holzmasse enthält, = $^2/_3$ Klafter Buchen oder Föhren = $^7/_8$ Klafter Birken = 1 Klftr. Erlenholz.

Die Hölzer reduciren 12,5—15 Theile Blei aus Glätte (p. 233) und erhitzen 28—32 Theile Wasser von 0—100° C.

Oberharzer Rösteholz u. Waasen.

Das auf den Oberharzer Hütten zur Anwendung kommende Holz wird in Gestalt von Fichtenrösteholz, Buchenrösteholz und Waasen angeliefert.

1 Malter Fichtenrösteholz (6 F. lang und 4 F. hoch bei 3 Fuss 4 Zoll Kluftlänge) = 80 Cubikfuss = 50 Cubikfuss fester Holzmasse wog im lufttrocknen Zustande zu

Clausthaler Hütte 1278 Pfd., zu Altenauer Hütte 1200 Pfd., zu Lautenthaler Hütte 1248 Pfd., zu Andreasb. Hütte 1152 Pfund. Der Preis dafür beträgt 1¹/₆—1²/₃ Thlr.

Man wendet das Rösteholz hauptsächlich zum Rösten von Erzen (Kupferkies) und Steinen, sowie auch beim Saigern und Kupferdarren zu Andreasberger Hütte an.

Buchenröstcholz wird nur zu St. Andreasberger Hütte zum Rösten der Arsenikerze und zum Raffiniren der arsenigen Säure gebraucht. 1 Malter von 5 Fuss Länge, 4 Fuss Höhe und 4 Fuss Kluftlänge wiegt im lufttrocknen Zustande 1530 Pfd. und kostet 1 Thlr. 8 Ngr., ebenso viel wie Fichtenrösteholz.

Die Waasen (Wellholz) werden in Bündeln von 42 Zoll Länge und 30 Zoll Umfang schockweise, das Schock zu 1¹/₆—1¹/₃ Thlr., angeliefert und hauptsächlich beim Abtreiben und Pattisoniren des Werkbleies (Altenauer Hütte), beim Abstrichsaigern, Potaschencalciniren, beim Stein- und Kupferverblasen etc. angewandt. Es wiegt zu Clausthaler Hütte:

1 Astwaase	durchschnittlich	8,5 Pfund.
1 Knüppelwaase	„	12,2 „
1 Heckenwaase	„	6 „

zur Lautenthaler Hütte:

1 Schock	Astwaasen im Freien aufbewahrt	722 Pfd.
1 „	Stöckerwaasen „ „ „	599 „
1 „	lufttr. Waasen aus der Schuppe	516 „

zu Andreasberger Hütte:

1 Astwaase	13,5 Pfd.
1 Stöckerwaase	8,8 „
1 Heckenwaase	6,4 „

Man hat zu verschiedenen Zeiten beim Oberharzer Schlieg- und Steinschmelzen versucht, die Holzkohlen theilweise durch Holz zu ersetzen. Die Versuche fielen aber in Bezug auf das Ausbringen nnd den Schmelzgang ungünstig aus. Schmelzversuche mit Holz.

Das Holz trägt einen geringeren Satz und die beim Verkohlen desselben in reichlicher Menge entwickelten brennbaren Gase veranlassen leicht ein Hellgehen der Gicht, womit immer Bleiverlust verbunden ist.

In den Jahren 1856 und 1857 hat man zur St. Andreasberger Hütte wegen Mangels an Holzkohlen nochmals versucht, dieselben theilweise durch Holz zu ersetzen. Es wurden zu diesem Zwecke lufttrockne Fichten- und Buchenwaasen in 5 Zoll lange Knüppel zerhauen. 10 Stück Waasen gaben 1 Kohlenmaass = 10 Cubikfuss Knüppel; 1 Maass Tannenknüppel wog 90—95 Pfd. altes oder 84,2—88,9 Pfd. neues Gew. und 1 Maass Buchenknüppel 130 Pfd. altes oder 121,6 Pfd. neues Gewicht.

Holzkohlen und Holzknüppel wurden maschenartig aufgestürzt und davon gleichmässig in den Ofen eingetragen.

Beim Schliegschmelzen erhielt man, wenn 1 Karren Kohlen = 100 Cubikfuss mit 3 Maass = 30 Cubikfuss Holz versetzt wurden, stets längere, fast doppelt so lange Ofencampagnen, als mit reinen Holzkohlen, indem der Ofenbruchbildung durch das Holz entgegengewirkt wurde. Die Ofenbrüche schmolzen weg. Bei diesem Herunterschmelzen der Ofenbrüche leisteten Tannenknüppel bessere Dienste, als büchene, erstere führten aber eine Verminderung des Satzes und eine grössere Gasentwicklung herbei. 1 Pfund gemischtes Brennmaterial im Verhältniss der Kohlen zu Holz von 10: 4—6 trug 4—5 Pfund Beschickung, während reine Kohlen etwas mehr tragen. Die Ofenführung erfordert etwas mehr Vorsicht, damit sich die Nase richtig hält und keine explosiven Gasgemenge entstehen. Im Uebrigen weicht das Schmelzen mit Holz von dem gewöhnlichen wenig ab. Steigerte man das Verhältniss von Holz zu Kohlen bis zu gleichen Theilen, dann änderte sich zwar der Ofengang nicht wesentlich, aber die Gasentwicklung und in Folge dessen die Bleiverflüchtigung wurde grösser. Es setzt sich in den Flugstaubkammern leicht Russ in solcher Menge an, dass sich derselbe beim Flammen oder Ausblasen des Ofens entzündet. Beim An- und Ausblasen sind Waasenknüppel sehr gut zu verwerthen.

Bei der Steinarbeit ging das Schmelzen gut, nur flammte der Ofen viel. Dies wurde dadurch verhütet, dass man beim Aufgeben jedes Mal die unteren Sätze mit Kohlen und Holz und die beiden letzten Sätze von reinen Kohlen gab.

Auch das Krätzschmelzen konnte in erwünschter Weise bei Holzzusatz ausgeführt werden.

§. 9. Torf.

Derselbe hat, je nachdem er noch organische Structur und eine hellere oder eine dunklere Farbe mit erdigem oder muschligem Bruche zeigt, eine verschiedene Zusammensetzung. Im lufttrocknen Zustande besteht er durchschnittlich aus 75% fester Torfmasse incl. 1—2% Asche und 25% hygroskopischem Wasser. Da die feste Torfmasse durchschnittlich 60,63 C., 6,04 H, und 33,32 O. enthält, so hat der lufttrockne Torf ohne Berücksichtigung des Aschengehalts durchschnittlich folgende Zusammensetzung: Eigenschaften.

45,0 Kohlenstoff,
1,5 Wasserstoff,
28,5 chem. geb. Wasser und
25,0 hygroskopisches Wasser.

Die Aschenmenge kann 1—30% und mehr betragen.

Specifisches Gewicht von weissem und gelbem Rasentorf 0,113—0,263, von braunem und schwarzem Fasertorf 0,24—0,676, von Erdtorf 0,41—0,90 und von Pechtorf 0,62—1,03.

Ein Theil Torf reducirt 8—27 Theile Blei aus Glätte und erwärmt 18,1—62,7 Theile Wasser von 0—100°C. Nach Heeren ist 1 Klafter Buchenholz zu 144 Cubikfuss = 570 Cubikfuss leichtestem Torf à 8 Pfd. = 270 Cubikfuss mittlerem Torf à 10 Pfd. und 150 Cubikfuss bestem Torf à 12 Pfund, 1 Klafter Fichtenholz = resp. 460, 220 und 125 Cubikfuss Torf.

Die auf den Oberharzer Hochplateaus in grosser Ausdehnung vorhandenen Torfmoore [1]) haben schon seit Anfang des vorigen Jahrhunderts die Aufmerksamkeit der Harzverwaltung auf sich gezogen, ohne dass bis jetzt eine allgemeine Anwendung davon gemacht wäre, weil es bei den klimatischen Verhältnissen schwierig ist, grosse Massen Torf Oberharzer Torfsorten.

---

1) *Wächter* in *Holzmann's* hercynischem Archiv. 1805, p. 611. — *Zimmermann's* Harzgebirge I. 314.

hinreichend und auf billige Weise zu trocknen und der meiste Torf zu den jüngern, keinen grossen Wärmeeffect gebenden Sorten gehört. Auch fürchtet man eine Störung der Wasserwirthschaft beim Oberharzer Bergbau, welche durch eine sehr ausgedehnte Abstechung der Torfmoore herbeigeführt werden und ein unersetzlicher Nachtheil sein würde. Dieselben sammeln und halten die atmosphärischen Niederschläge fest, welche für die Werke die Betriebswasser liefern und überhaupt die regelmässige Bewässerung des Gebirges bewirken. 1714 wurde zuerst Torf unweit des jetzigen Torfhauses gestochen, mehrere Jahre lang auf den Unterharzer und Schulenberger Hütten zum Abwärmen der Ofenschächte und Herde, sowie zum Saigern verwendet, desgleichen 1717 auf Altenauer Silberhütte beim Schmelzen, wobei aber die zu hohen Kosten der Gewinnung und Anfuhr eine vortheilhafte Benutzung nicht gestatteten. Auf den Eisenhütten zu Ilsenburg und Schierke wurde von 1744 bis 1786 Torf vom Brocken gleichzeitig mit Holzkohlen verwandt. Die unerwartete Aufeinanderfolge mehrerer nassen Jahre, so wie die verschlechterte Qualität des Eisens bewirkten seine Beseitigung. — 1752 wurde zuerst Bruchberger Torf in Meilern, gemauerten Oefen und eisernen Cylindern verkohlt, und die sehr theuern Torfkohlen an Clausthaler Bergschmiede abgegeben [1]). Man kam dabei zu der Ueberzeugung, dass die Gewinnung des Torfs und die Bereitung der Torfkohlen bei dem damaligen Holzwerthe zu kostbar sei, weshalb dieser Gegenstand bis 1816 ruhte, wo man dann Bruchberger Torf theils roh, theils verkohlt beim Steinschmelzen und Glättfrischen versuchte. Gegen den rohen Torf sprach hierbei der grössere Metallverlust durch Verflüchtigung des Bleies und die geringere Qualität des Frischbleies; gegen die Torfkohle ihre Zerreiblichkeit und lockere Beschaffenheit, indem sich die Beschickung in die Zwischenräume drängte und dadurch den Luftzutritt behinderte.

---

1) *Däzel* über Torf, dessen Entstehung, Gewinnung und Nutzung. München 1795. — *Vogel*, der Torf, seine Natur und Bedeutung. Braunschweig 1859, p. 108.

1829 und 1830 wurden, aber ohne günstigen Erfolg, am Bärenbruche unweit Buntenbock Versuche mit Baggertorf angestellt desgleichen Verkohlungsversuche in Meilern, wobei aber aus 35½ Karren rohem Torf nur 7 Karren Kohlen mit einem Aufwande von 10 Thlr. 5 Ggr. 7½ Pf. pro Karren erfolgten.

Wenn nun auch die versuchsweise Anwendung von rohem Torf mit Holzkohlen beim Hohofenbetriebe zur Rothenhütte im Jahre 1841 zur weitern Verfolgung nicht aufforderte, so sind doch die im Jahre 1842 beim Eisenhohofenbetrieb zur Altenauer Eisenhütte angestellten Versuche bei gleicher Gebrauchweise sehr aufmunternd gewesen, indem die Kosten der Kohlen und des Torfes sich als gleich erwiesen. Desgleichen sind auch die in den Jahren 1844—1846 auf Steinrenner Eisenhütte angestellten Versuche, mit aus Torf erzeugtem Kohlenoxydgas zu puddeln, nicht ungünstig ausgefallen und zur Zeit führt man mit solchen Gasen zu Mandelholz den Puddelbetrieb. Weniger vortheilhaft bewies sich die Anwendung dieser Torfgase beim Barnstein- und Ziegelbrennen zur St. Andreasberger Hütte.

Neuere Versuche.

Auf Altenauer Hütte hat man in den Jahren 1846 und 1847 beim Bleisteinrösten versucht, statt des Röstholzes braunen Torf vom Bruchberge anzuwenden. Die Dauer der Röstung war weit beträchtlicher, so dass dadurch Verlegenheit im Betriebe hätte entstehen können; auch waren die Löhne beim Steinwenden bedeutender, so dass bei dem jährlich zu röstenden Steinquantum von 38,000 Ctnr. ein Schaden von 464 Thlr. erwachsen und der Bau grosser Schuppen zur Magazinirung der erforderlichen bedeutenden Torfquantitäten nothwendig geworden sein würde. Ausserdem wurden die Augen der Arbeiter von der in die Höhe gerissenen Torfasche sehr afficirt. Die Verbrennung des Torfes, wenn er nicht recht trocken war, fand sehr unvollkommen statt. 1600 Cntr. Stein (alt. Gew.) mit Torf zu rösten, kosteten 56 Thlr. 23 Ggr. 7 Pf., mit Holz auf gewöhnliche Weise 37 Thlr. 11 Ggr. 7 Pf. Auf 100 Ctnr. Stein kamen 158⅓ Cbf. = 1413¾ Pfd. Torf beim Versuch und beim Gegenversuch 64⅜ Cbf. = 940 Pfd. Holz, wo-

nach sich der specifische Wärmeeffect des Torfs zum Holze verhält wie $158^1/_3 : 64^3/_8 = 2{,}46 : 1$.

Beim Steinschmelzen zu Altenau angewandt, trug Torf nur einen geringen Satz und veranlasste eine so rapide, Bleiverlust herbeiführende Entwicklung von Verkohlungsproducten, dass die Gicht nicht dunkel zu erhalten war. Aehnlich verhielten sich Fichtenzapfen, als sie den Koks beigegeben wurden.

Versuche mit Torf zur Altenauer Hütte beim Glättefrischen fielen hinsichtlich des Bleiausbringens ungünstig aus. Zur Erzeugung von 171 Ctnr. 95 Pfd. Frischblei (alt. Gew.) mit Torf waren erforderlich: 214 Ctnr. Glätte, 79 Mss. à 89 Pfd. = 7031 Pfd. Torf, 4 Mss. Kohlen zum Anhängen und Ausblasen, 13 Stunden Zeit, und es erfolgten davon 7 Ctnr. Schlacke à 53 Pfd. Pb und $6^1/_2$ Ctnr. Bleidreck. — Um 172 Ctnr. 15 Pfd. Frischblei mit Kohlen herzustellen, waren nöthig: 198 Ctnr. Glätte, 4 Ctnr. Schur, 36 Mss. Tannenkohlen à 63 Pfd. = 2268 Pfd., 4 Mss. Kohlen zum Anhängen und Ausblasen, 9 Stunden Zeit, und es resultirten 13 Ctnr. Frischschlacke à 49 Pfd. Pb und 5 Ctnr. Bleidreck. Der grössere Schlackenfall beim Kohlenschmelzen rührt von der zugesetzten Schur her. Die in Vorstehendem angegebenen Gewichte sind noch die alten.

Die Oberharzer Torfsorten zeichnen sich übrigens durch ihren geringen — (0,74—5%) — Aschengehalt aus; Schwefelgehalt in der Asche 0,002—0,032%. Sie reduciren im mehr oder weniger trocknen Zustande 11—18 Theile Blei. 1 Cubikfuss dichter brauner Sandbrinker Torf wiegt im völlig trocknen Zustande 8,42 Pfd., im lufttrocknen 11,23 Pfd. bei 23% hygroskopischem Wasser; Stieglitzecker resp. 9,35 und 14 Pfd. bei 26% hygroskopischem Wasser; der gelbe lockere Moostorf vom Rothenbruche resp. 4,68 und 6,55 Pfd. bei 29% Wasser.

In dem Torfmoor an der Stieglitzecke auf dem Rücken des Bruchberges, aus welchem der Torf für die oben erwähnten Altenauer Versuche entnommen ist, lassen sich 2 Torfsorten unterscheiden:

1) weisser Torf, die obere etwa 3 Fuss dicke Lage von gelblich weisser Farbe, ein Moostorf, welcher mehr

schweelt als brennt, sehr porös ist und sich beim Trocknen wenig zusammenzieht. Frischgestochene Stücke (Soden) von 12 Zoll Länge, 4 Zoll Breite und $2^1/_2$ Zoll Dicke ziehen sich nur bis auf resp. $11^1/_2$, $3^1/_2$ und 2 Zoll zusammen. 100 Stück wiegen 35,78 Pfd. und 125 Stück füllen ein Kohlenmaass von 10 Cubikfuss aus.

2) Brauner Fasertorf, in Pechtorf übergehend und die untere Lage bildend, enthält stärkere Wurzeln und Holzfragmente, als der vorige, ist dicht und brennt in trocknem Zustande mit lebhafter Flamme. Derselbe zieht sich beim Trocknen stärker zusammen, so dass die oben angegebenen Maassen des frischgestochenen Torfes sich wohl auf resp. $8^1/_2$, $2^1/_2$ und $1^1/_2$ Zoll reduciren. 100 Stück wiegen im lufttrocknen Zustande 41,39 Pfd. und 200 Stück füllen das 10 Cubikfuss haltende Kohlenmaass. Nur dieser letztere Torf ist zu den Versuchen verwandt und es reducirte davon 1 Theil 11,6 Theile Blei aus Glätte, während Fichtenkohle und Fichtenholz resp. 26,2 und 11,6 Thle. reducirten.

2000 Stück Torf = 100 Cubikfuss kosteten eben so viel, als 1 Malter = 80 Cubikfuss Rösteholz, es müsste sich danach die Leistung beider Brennstoffe verhalten, wie 100 : 80 oder 1,25 : 1.

Auf Altenauer Eisenhütte hat sich beim Eisenhohofenbetrieb die Brennkraft des Torfes mit 33,3% Kohlenstoff zu dem der Holzkohle verhalten, wie 35,6 : 100 dem Gewichte und 44,8 : 100 dem Volumen nach; beim Eisensteinsrösten wie 1 : 2 dem Volumen nach.

Zur Zeit wird Torf von der Stieglitzecke auf Altenauer Hütte beim Pattisonschen Krystallisationsprocess gemeinschaftlich mit Waasen angewandt, wo ihm aber westphälische Steinkohlen Concurrenz machen (siehe Steinkohlen). 1000 Stück Torf kosten 28 Ngr. 9 Pf. und 1050—1100 Stück sind in ihrer Wirkung = 1 Schock Waasen. Die angelieferten Stücke schwanken in ihren Dimensionen, die Länge zwischen $9^1/_2$—12 Zoll, Breite zwischen $2^1/_2$—$3^1/_2$ Zoll und Dicke zwischen $1^1/_4$—$2^1/_4$ Zoll. Auf 1 Kohlenmaass rechnet man 200 Stück Torf und es wiegt ein solches bei hellbraunem Fasertorf 43 Pfd. und bei schwarzen erdigen, besonders ausgesuchten Stücken 102 Pfd.

Beim Pattisoniren feuert man anfangs mit Waasen oder Steinkohlen, und, so bald das Blei zu schmelzen anfängt, mit Torf und zwar so lange, bis ziemlich die Hälfte der Krystalle übergeschöpft ist; von da an wieder, weil die Torfflamme nicht mehr ausreicht, wieder mit Steinkohlen oder mit Waasen und Torf.

§. 10. Steinkohlen.

Eigenschaften. Die Steinkohlen zeigen im lufttrocknen Zustande folgende Beschaffenheit:

	C	H	HO hygr. u. chem.	Asche	Spec. Gew.	1 Thl. red. Pb	Kokserfolg.
Sandkohle . .	69	3	23	5	1,34	21—32	55—65%
Sinterkohle .	75	4	16	5	1,30	19—31	60—70
Backkohle . .	78	4	13	5	1,26	23—32	60—80
Anthracit . .	85	3	7	5	1,50	26—33	85—91

Der Aschengehalt variirt zwischen 1 und 30%, übersteigt aber selten 5%; desgleichen kommt der Gehalt an hygroskopischem Wasser nicht über 13%. Die feste Steinkohlenmasse besteht bei Sandkohlen aus 77 C, 3 H, 20 chem. geb. HO; bei Sinterkohlen aus resp. 83, 4 und 13; bei Backkohlen aus resp. 87, 4 und 9; bei Anthracit aus resp. 95, 3 und 2. — 1 Wien. Cbf. lufttr. Steinkohle wiegt 68—78 Pfd., mit Rücksicht auf die Zwischenräume 44—48 Pfd.; 1 Cbf. Anthracit 72—100 Pfd.

Verwendung auf den Oberharzer Hütten. Nur zur Altenauer Silberhütte wendet man beim Pattison'schen Krystallisationsprozess neben Knüppelholz, Waasen und Torf neuerdings auch Steinkohlen von Bochum und Dortmund an, von denen erstere 9,38%, letztere 5,5% noch brauchbare Koksrückstände (Cinder) beim Verbrennen auf dem Roste zurücklassen.

Es kostete loco Altenauer Hütte 1 Zollcentner Steinkohlen:

von der Grube Präsident bei Bochum	16 Ngr.	9 Pf.
„ „ „ Carls Glück bei Dortmund, und zwar stückreiche Fettkohlen	14 „	8,17 „
Gruskohlen	13 „	8,17 „

Nach Streng enthielt Dortmunder Stückkohle 0,98% und Gruskohle 1,2%, Bochumer Steinkohle 1,36—1,38% Schwefel.

Bei vergleichenden Versuchen mit Bochumer Steinkohlen, Knüppelholz, Waasen und einem Gemenge von Waasen und Torf stellte sich der Verbrauch an Brennmaterial und dessen Kosten bei einer 24stündigen Heizung der ganzen Kesselbatterie wie folgt:

	Thlr.	ggr.	Pf.
Knüppelholz 8¾ Mltr. à 1 Thlr. 16 ggr. =	14	14	—
Bochumer Steinkohlen 40 Ctnr. 83 Pfd. alt à 12 ggr. 8¼ Pf. . . . . =	21	14	—
Waasen und Torf {13 Schock 26 Stück Waasen à 1 Thlr. 9 ggr. 8 Pf. 5344 Stück Torf à Mille 23 ggr. 1 Pf.} =	23	23	7
Waasen 19 Schock 3 6Stück à Sch. 1 Thaler 9 ggr. 8 Pf. . . . . =	27	6	3

Bei alleiniger Feuerung des dritten Kessels der Batterie waren für jede Kesselheizung durchschnittlich erforderlich:

307 Zollpfd. Carls Glücker stückreiche Fettkohlen,
317 „ „ „ Gruskohlen,
342 „ Bochumer Kohlen,
2 Schock 9 Stück Waasen.

Erfahrungsmässig halten die gusseisernen Kessel beim Feuern mit Holz und Torf länger aus, als bei Anwendung von Steinkohlen, deren kräftigere Stichflamme und Schwefelkiesgehalt [1]) dabei von Einfluss sein mag. Bei Steinkohlen wird der Kesselboden weit stärker erhitzt, als der obere Theil des Kessels, während bei der längeren Holzflamme die Erhitzung gleichmässiger ist.

§. 11. Holzkohlen.

Die Zusammensetzung der Holzkohlen hängt von der Verkohlungstemperatur und der Natur des Holzes ab, woraus die Kohlen entstanden. Selbst beim Schmelzpunkte des Platins erzeugte Kohlen enthalten noch Sauerstoff und Wasserstoff. Beim Liegen an der Luft absorbiren die Koh- Eigenschaften.

1) Ueber die schädliche Wirkung eines Schwefelkiesgehaltes in Steinkohlen bei Rostfeuerungen auf die zu erhitzenden Gefässe: Polyt. Centralbl. 1855, p. 1281.

len 10—20% Feuchtigkeit; eine abgelagerte Kohle hat die mittlere Zusammensetzung:

Kohlenstoff	70,45
Wasserstoff	1,68
Sauerstoff	13,10
Asche	1,00
Feuchtigkeit	13,76

Aus Holz bringt man, je nach der Verkohlungstemperatur, nach dem Volumen, Alter und Feuchtigkeitszustand des Holzes 12—27%, durchschn. 23—24% dem Gewichte und 40—90%, durchschnittlich 60—75% Kohlen dem Volumen nach aus. Der Aschengehalt beträgt meist 2—3%.

Das specifische Gewicht variirt je nach der Verkohlungstemperatur und der Beschaffenheit des Holzes, schwankt aber in geringen Grenzen, z. B. Birkenkohle 0,203, Buchenkohle 0,187, Tannenkohle 0,176, Eichenkohle 0,155, Lindenkohle 0,106. Gepulverte Holzkohlen sind schwerer als Wasser und haben nahe dasselbe specifische Gewicht von 1,52.

Gute Holzkohlen sind bläulich schwarz, glänzend, mit muschligem Bruch und von der Structur des Holzes, klingen beim Anschlagen, färben wenig ab und verbrennen ruhig, ohne Rauch und nur grössere Stücke anfangs mit wenig leuchtender Flamme in Folge der ausgetriebenen flüchtigen brennbaren Substanzen. Brennende Stücke mit bräunlicher Farbe (Brände, Füchse) sind nicht vollständig verkohlt.

Die verschiedenen Kohlenarten reduciren 30,5—32,5 Blei aus Glätte und erwärmen 68,72 Theile Wasser von 0 bis 100°C.

Harte Kohlen, bei Schmelzprocessen angewandt, verbrennen unter gleichen Umständen bei ihrer grösseren Dichtigkeit langsamer, als weiche und veranlassen in Folge dessen ein langsameres Schmelzen, tragen aber bei der höhern Temperatur, welche sie entwickeln, einen grösseren Satz als weiche Kohlen, so dass sich der totale Erfolg des Schmelzens gleichstellen kann. Bei der Schliegarbeit geben fichtene, bei der Kupferarbeit harte Kohlen ein besseres Resultat. Die Buchenkohlen zerspringen leichter, als weiche Fichten-

kohlen und geben in diesem zerkleinten Zustand einen geringern Effect. Erhöht man die Pressung des Windes, so wird die Bleiverflüchtigung grösser. Bei der Kupferarbeit kommen in den niedrigeren Oefen die harten Kohlen rascher herab, zerspringen weniger und der Wind lässt sich hinreichend verstärken, ohne Metallverlust durch Verflüchtigung fürchten zu müssen. Dass harte Kohlen bei hinreichend kräftigem Gebläse eine höhere Temperatur geben, als weiche, liegt darin, dass erstere bei ihrer grösseren Dichtigkeit, also bei der geringeren Oberfläche gleich grosser Stücke, weniger Veranlassung zur Umwandlung der beim Verbrennen gebildeten Kohlensäure in Kohlenoxydgas geben, wodurch immer Wärme gebunden wird oder eine Temperaturerniedrigung eintritt.

Abgelagerte Holzkohlen geben meist einen höheren Effect, als frische, was darin seinen Grund hat, dass dieselben aus der Atmosphäre hauptsächlich Sauerstoff aufnehmen. Frische Kohlen vermehren beim Liegen an der Luft ihr Gewicht um 8—15%.

Man verwendet bei den Oberharzer Schmelzprozessen Buchen- und Fichtenkohlen; von ersteren werden die einzelnen Arten gemengt als eine Sorte angefahren, von letzteren unterscheidet man Baum-, Stucken-, Stöcker- und Quandelkohlen und bewahrt die bessern Sorten in den Kohlenschuppen separirt auf, während man einen Theil der Kohlen, namentlich die Stöckerkohlen, in der Nähe der Ofengicht unter einer Bedachung aufstürzen lässt, um sie beim Schmelzen sofort zu verbrauchen. Die Quandelkohlen werden gerättert und die Gröbe beim Schmelzen verbraucht. Das Kohlenklein benutzt man theils zum Aufstreuen auf den Vorherd, theils zum Gestübbe. Oberharzer Kohlensorten.

Die Berechnung und das Messen der Kohlen geschieht nach Karren zu 10 Maass à 10 Cubikfuss Inhalt, und zwar wird auf der Hütte bei Buchenkohlen und Fichtenstöckerkohlen der Karren zu 9 Maass, bei Quandelkohlen zu 8 Maass und bei den übrigen Sorten zu 10 Maass gerechnet.

Gewicht und Kosten eines Maasses Kohlen ergeben sich aus Folgendem:

			Clausth. Hütte.	Alten. Hütte.	Lautenth. Hütte.	Andreasb. H.
1 Mss. Buchenkohlen	wiegt	Pfd.	99	102—103	87—91	90
1 „ Fichtenbaumk.	„	„	62	60—61	51—52	69
1 „ „ -Stuckenk.	„	„	65	67—68	58—64	67
1 „ „ -Stöckerk.	„	„	54	60—61	57—59	84
1 „ „ -Quandelk.	„	„	110	107—108	78—80	80
1 „ Kohlenlösch trck.	„	„	—	—	105	137 feucht
1 „ Schuppenholzk.	„	„	—	—	66—68	

1 „ Kohlen kostete in $18^{58}/_{59}$ resp. 12 Ngr. 8,97 Pf.—12Ngr. 5,4 Pf. 9 Ngr. 6,6 Pf. 10 Ngr. 9,9 Pf.

1 Ctnr. Kohlen kostete in $18^{58}/_{59}$ — 16 Ngr. 7 Pf. 16 Ngr. 8,6 Pf.

Man wendet die Holzkohlen an: beim Schliegschmelzen (zu Lautenthal auch im Gemisch mit Koks), bei der Steinarbeit Quandelkohlen (im Gemisch mit Koks), beim Glättefrischen, beim Saigern, beim Kupferfrischen und bei den Kupfersteinarbeiten, namentlich bei denen, wo schon der Schwarzkupferfall bedeutend ist, weil dabei die Kupfer zäher werden, als bei Anwendung von Koks. Bei der höheren Temperatur, welche letztere liefern, werden wahrscheinlich mehr fremde Metalle reducirt und ins Kupfer geführt.

Fichtenkohlen zieht man den Buchenkohlen beim Schmelzen vor, weil dieselben einen rascheren und besseren Ofengang herbeiführen, während bei harten Kohlen, namentlich früher, wo man überall nur die mangelhaften Spitzbälge hatte, das Gegentheil stattfindet, obgleich sie einen grösseren Satz tragen. Da, wo man Cylindergebläse anwendet, verschwindet dieser Unterschied mehr. Werden Fichten- und Buchenkohlen abwechselnd aufgegeben, dann wird die Nasenführung schwieriger. Beim Silberfeinbrennen liebt man Fichtenbaumkohlen, weil sie rasch die zum Einschmelzen des Blicksilbers erforderliche Temperatur geben und sich nicht dicht über einander legen.

§. 12. Koks.

Eigenschaften.

Gute Koks bestehen durchschnittlich aus

Kohlenstoff	85—92%
Asche	3—5 „
Hygrosk. Wasser .	5—10 „

reduciren 22—28,5 Theile Blei oder erwärmen 50—65,6 Theile Wasser von 0—100° C. und haben ein specif. Gewicht von 0,35—0,48. Der Aschengehalt schwankt zwischen 1—30%; übersteigt derselbe 12%, so gehören die Koks schon zu den schlechtern Sorten. Der Gehalt an hygroskopischem Wasser kann bis 20% steigen.

Gute Koks zeigen eine eisengraue Farbe, ohne abzufärben, haben ein mehr oder weniger poröses Ansehen und Seidenglanz bis Metallglanz. Letzterer ist besonders den Backkoks eigen, welche ein geschmolzenes Aeussere und eine mehr oder weniger grossblasige Structur zeigen. Bei ihrer grösseren Dichtigkeit bedürfen Koks zum Verbrennen einer stärkern Glühhitze und eines lebhafteren Luftzuges, geben dann aber eine grössere Hitze, als Holzkohlen, und zwar aus demselben Grunde, aus welchem harte Holzkohlen einen höheren pyrometrischen Wärmeeffect entwickeln, als weiche.

Die Koks verbrennen unter gleichen Umständen langsamer, tragen aber einen höhern Satz als Holzkohlen, so dass das in gleichen Zeiten mit beiden Brennstoffen verschmolzene Quantum nahe gleich ist.

Die von den Koks entwickelte höhere Temperatur trägt zu einem reineren Ausschmelzen der Metalle etc. bei, so dass sich dabei das Ausbringen an Werkblei erhöhen, der Metallgehalt des Bleisteins und der Schlacken aber verringern kann.

Die Anwendbarkeit und der Effect der Koks bei Blei- und Kupferschmelzprocessen hängt ausser von ihrem Aschengehalt — der sonst auch zu berücksichtigende Schwefelgehalt ist hierbei ohne wesentlichen Einfluss — hauptsächlich von dem Agregatzustand der Koks ab, ob dieselben dicht oder mehr oder weniger porös sind. Dichte Koks entzünden sich schwerer und verbrennen langsamer, geben aber bei hinreichend stark gepresster Gebläseluft eine höhere Temperatur und tragen einen höheren Erzsatz. Beim Verschmelzen der Erze etc. in Schliegform und bei Anwendung lockerer Koks rollen leicht Schliegtheilchen in die Blasenräume, schmelzen, incrustiren die Koksstücke und verhindern deren vollständige Verbrennung, so dass die-

selben unzerstört mit den Schlacken unter der Brust hervortreten.

Verwendung von Koks auf den Oberharzer Silberhütten.

Koks zum Steinschmelzen.

Bis zum Jahre 1816 wurden auf den Oberharzer Hütten beim Schachtofenbetriebe nur Holzkohlen angewendet. In Folge des durch verschiedene Umstände herbeigeführten und stets zunehmenden Holzmangels sah man sich um jene Zeit veranlasst, beim Steinschmelzen statt der Holzkohlen Schaumburger (Obernkirchner) Koks und später, seit 1832, auch Koks vom Hannoverschen Gaswerke anzuwenden. Bei einem jährlichen Verbrauch von etwa 80,000 Cbfss. Koks wurden ungefähr 2500 Karren Kohlen à 10 Cbfss. entbehrlich gemacht.

Das Koksschmelzen war früher theurer, als das Schmelzen mit Holzkohlen. Dieses Verhältniss hat sich aber neuerdings zu Gunsten der Koks geändert, indem dieselben billiger herbeizuschaffen und die Holzkohlen theurer geworden sind.

Bei dem grösseren Aschengehalt der Koks geht die Steinarbeit damit weniger frisch und der Ofengang ist besser, als bei Holzkohlen, weil sich weniger Ansätze im Herd bilden. Das Durchsetzquantum in gleichen Zeiten ist bei beiden Brennstoffen nahe gleich. Am besten eigenen sich für die Steinarbeit Koks von mittlerer Dichtigkeit.

Nach früheren Annahmen war ein Balgen Gaskoks = 2,5 Cbfss. = 42—46,7 Pfd. (alt. Gew.); 1 Balgen Obernkirchner Koks = 2,5 Cbfss. = 30—32 Pfd.; 1 Balgen Gaskoks in der Wirkung = $^5/_4$ Balgen Obernkirchner Koks, ferner 1 Karren Kohlen = 15 Balgen = $7^1/_4$ Centner Koks. Man vergütet auf Hannoversche Gaskoks 8%, auf Obernkirchner 18% Krümpfe. Erfahrungsmässig beträgt am Unterharz der Krümpfeverlust auf der Axe 5%, auf der Eisenbahn 21% dem Volumen nach.

In der neuesten Zeit sind zur Clausthaler, Altenauer und Lautenthaler Hütte vergleichende Versuche beim Steinschmelzen mit Westphälischen, Harburger Photogen- und Hannoverschen Gaskoks abgeführt:

Die Westphälischen Koks von Bochum (Zeche Präsident) sind sehr dicht, haben starken Glanz, stängliches

Gefüge und geringe Beimengungen von Brandschiefer; die Harburger Koks sind stänglich, licht, mit starkem Glanz und gleichartig; die Hannoverschen Gaskoks aus englischen Steinkohlen sind poröser, aber gleichmässiger und freier von Brandschiefer, als die gewöhnlichen Hannoverschen Gaskoks aus inländischen Steinkohlen.

Zur Clausthaler Hütte ergaben sich bei den Versuchsschmelzungen im Decbr. 1858 nachstehende Resultate:

		Westph. K.	Hannov. Gaskoks. aus engl. Steinkohlen	ordinaire
Aschengehalt	pCt.	8	11	23
1 Thl. reducirt Blei . . .	Thle.	24,5	23,6	21,2
1 Pfd. Koks trägt Beschickg.	Pfd.	11	10,3	7,5
Anzahl d. Tröge Beschickg. pro Satz		10	6	6
Windpressung	Lin.	12	8	8
Wirkungsverhältniss	—	65,5	72,7	100

Vergleichung von Hannoverschen und Harburger Koks:

		Hannov. K.	Harb. K.
Aschengehalt	pCt.	18—19	12—13
1 Thl. reducirt Blei.	Thle.	24,5	25,1
1 Pfd. Koks trägt Beschickg.	Pfd.	8,0	10,1
Wirkungsverhältniss	—	128	100

Man verschmolz mit

100 Ctnr.	ord. Hannov. K.	—	775	Ctnr. Beschickung,
100 „	Engl. „ „	—	1030	„ „
100 „	Harburger K.	—	1020	„ „
100 „	Westphäl. „	—	1140	„ „

Es wiegt 1 Balgen = $2^1/_2$ Cbfss.	Hannov. Gaskoks	47	Pfd.
„ „ 1 „	Westphäl. Koks	48,2	„
„ „ 1 „	Harbrg. „	49	„

und es kostete im Jahre $185^6/_7$ durchschnittlich

1 Balgen	Koks	7	Ngr.	8	Pf.
1 Cbfss.	„	3	„	1	„
1 Ctnr.	„	17	„	4	„

Nach Versuchen im chemischen Laboratorium [1]) gaben Hannoversche ordin. Gaskoks 20,5 und Harburger Photogenkoks 9% Asche, nach Bruns von folgender Zusammensetzung:

	Hannov. K.	Harb. K.
Kieselerde	39,33	40,92
Thonerde	31,07	15,70
Eisenoxyd	25,32	26,84
Kalkerde	3,30	10,95
Magnesia	0,51	2,90
Glühverlust	0,32	1,42
	99,85	98,73

Versuche zur Altenauer Hütte im Juli und August 1857 ergaben Nachstehendes:

		Hannov. Gask.	Harb. K.
Dreckabfall	pCt.	5	1,91
Asche	pCt.	26½	12,7
1 Thl. reducirt Blei	Thle.	21,6	22,9
Anzahl der Tröge Beschickg. auf 1 Füllfass Koks		6	8
1 Pfd. Koks trägt Beschickung	Pfd.	7	9,10
Wirkungsverhältniss		130	100
Preis pro Ctr. (alt) Koks		12 Ggr. 7¼ Pf.	16 Ggr. 7 Pf.

Kostet das Schmelzen mit Harb. K. pro Steinschicht gleich 1 Ggr. 6 Pf. mehr, als mit Hannov. Gaskoks, so haben erstere doch Vortheile (geringerer Schlackenabfall, Zeitersparung, grösseres Durchsetzquantum etc.).

Man verschmolz mit

	Steinbeschickg.	Kupferkiesbeschickg.
100 Ctnr. ord. Hannov. Gask.	559 Ctnr.	—
100 „ Engl. „ „	742 „	—
100 „ Westphäl. K.	730 „	348 Ctnr.
100 „ Harb. K.	785 „	374 „

wonach die Wirkungsverhältnisse ohne Berücksichtigung des Preises beim Steinschmelzen sind:

1) Mitthlg. des Clausthal. naturwiss. Vereins Maja 1857. Hft. 1, p. 4.

100 ord. Hannov. K. = 75,46 engl. Hannov. K. = 71,21 Harb. K. = 76,57 Westphäl. Koks.

Es kostet 1 Ctnr. (neues Gew.) ord. Hannov. K. 16 Ngr. 5,5 Pf.; 1 Ctnr. Westphäl. K. 20 Ngr. 9,78 Pf. und 1 Ctnr. Harb. K. 17 Ngr. 3,1 Pf.

Dass man zur Altenauer Hütte weniger Steinbeschickung durchgeschmolzen hat, als zur Clausthaler Hütte, möchte hauptsächlich darin seinen Grund haben, dass auf ersterer Hütte wegen des daselbst ausgeführten Pattisonschen Processes weniger bleiische Zuschläge in die Beschickung genommen werden können und statt Eisen Kalk zugeschlagen wird, welcher die Beschickung strengflüssiger macht.

Bei den Versuchen zu Lautenthaler Hütte haben

100 Ctnr.	ord. Hannov. Koks.	813	Ctnr.
100 „	Harb. K.	1070	„
100 „	Westphäl. K.	999	„

Steinbeschickung geschmolzen, also auch mehr, als zur Altenauer Hütte aus den oben angeführten Gründen. Ausserdem ist die Beschickung auf Lautenthaler Hütte leichtschmelziger.

	Ordin. Han. Gask.	Engl. Han. Gask.	Harb. K.	Westph. K.
Aschengehalt pCt.	21	10	11,5	8
1 Thl. reducirt Blei Thle.	22,4	22,6	24,1	23,3
Preis pro Zollctnr.	14 Ngr. 8,2 Pf.	—	20 Ngr. 2,5 Pf.	19 Ngr. 6 Pf.

Koks zum Schliegschmelzen.

Die früher angestellten Versuche, Bleiglanzschliege mit Koks zu verschmelzen, scheiterten hauptsächlich an der Beschaffenheit der nur zu Gebote stehenden grossblasigen Schaumburger Koks. Die Blasenräume derselben füllten sich mit Schlieg, dieser frittete zusammen, inkrustirte die Koks und verhinderte deren vollständige Verbrennung.

Zur Zeit wird zur Lautenthaler Hütte vom Hüttenmeister E. Strauch versucht, ein Gemenge von 3 Theilen dichteren Koks mit 1 Theil Holzkohlen beim Schliegschmelzen zu verwenden. Man erhält im Vergleich mit reinen Kohlen ein höheres Ausbringen an Werkblei und eine ver-

minderte Flugstaubbildung, wohl in Folge des dichteren Zusammenliegens der Koks. Ein Uebelstand, dessen Hervortreten durch die leichtschmelzigere Beschickung auf der genannten Hütte noch mehr veranlasst wird, besteht darin, dass man bei Anwendung von Koks die Nase nur schwierig halten kann. Sucht man dies durch Erhöhung des Satzes zu erreichen, dann werden Bleistein und Schlacke metallreicher, als bei Kohlen allein. Es enthielt bei Kohlen die Schlacke 4,53 Pfd. Blei und 0,089 Qt. Silber, der Stein 34,8 Pfd. Blei und 6,35 Qt. Silber; bei Kohlen und Bochumer Koks die Schlacke 5,04 Pfd. Blei und 0,091 Qt. Silber, der Stein 35,5 Pfd. Blei und 6,48 Qt. Silber. Unter gleichen Verhältnissen wurden bei einem Versuche ausgebracht: mit Kohlen 1804 Ctnr. 90 Pfd., mit Kohlen und Bochumer Koks 1847 Ctnr. 4 Pfd. Werkblei. Man hofft indess, durch längere Uebung diesen Uebelstand zu vermeiden.

In ökonomischer Hinsicht ergeben die Versuche nachstehendes Resultat:

Es kostete zu schmelzen

		Thlr.	Ngr.	Pf.
1)	1 Rost Schlieg mit Kohlen	7	6	7
	1 „ „ „ „ u. Harb. Koks	8	8	7,14
2)	1 „ „ „ „	7	13	6
	1 „ „ „ „ u. Hannov. Gask.	6	6	3,5
3)	1 „ „ „ „	7	2	3,38
	1 „ „ „ „ und Bochumer K.	7	6	7,78

Koks zum Abstrichfrischen.

Koks leisten beim Abstrichfrischen bessere Dienste als Holzkohlen bei der strengflüssigen Beschaffenheit des Abstriches, namentlich werden die Schlacken bleiärmer. Am wirksamsten ist ein Gemenge von Holzkohlen und Koks.

Drittes Kapitel.

Schmelzzuschläge.

§. 13. Allgemeines.

Zweck der Zuschläge.

Die Zuschläge bei den Oberharzer Schmelzprocessen giebt man in verschiedener Absicht, und zwar

1) um die Abscheidung des darzustellenden Metalles zu veranlassen, z. B. Roheisen beim Schlieg- und Steinschmelzen, Kalk (theilweise) beim Steinschmelzen, Steinschlacken bei gleichzeitiger Anwesenheit von Kalk (Steindurchstechen, mit Kalk eingebundener Rauch);

2) um als Ansammlungsmittel für das darzustellende Metall zu dienen, z. B. Blei beim Kupferfrischen, bleiische Producte (Glätte, Herd, Abstrich) beim Verschmelzen der Andreasberger reichen Silbererze;

3) um erdige oder sonstige unhaltige Theile zur Auflösung (oder Verschlackung) zu bringen und sie dadurch von nutzbaren Producten zu trennen, z. B. Schlieg- und Steinschlacken, Schlacken vom Kupferkies- und Kupfersteinschmelzen;

4) um metallhaltige Zwischenproducte oder Abfälle nebenbei mit zu Gute zu machen, z. B. reiche und unreine Schlacken, Producte vom Abtreiben (erste und letzte Glätte, Herd, Abstrich) beim gewöhnlichen Schlieg- und Steinschmelzen, Geschur, Gekrätz, Ofenbrüche etc.;

5) zur Entfernung schädlicher Bestandtheile, z. B. Blei oder Glätte beim Gaarmachen von Krätzkupfer und Glimmerkupfer.

Man kann die Zuschläge in metallische und erdige eintheilen.

§. 14. Metallische Zuschläge.

1) **Eisen** in Gestalt von Roheisen (Granulir-, Wasch- und Brucheisen) oder Schmiedeeisen (Bohrspäne, Drehspäne) theils von den Hannoverschen Eisenhütten, theils alt aufgekauft, zur Zerlegung des Schwefelbleies beim Schlieg-, Rauch- und Steinschmelzen. Graues Roheisen wirkt kräftiger, als weisses, und reines, nicht rostiges Schmiedeeisen am besten. Eisen.

Nach auf Altenauer Hütte gemachten Erfahrungen lässt sich ein Gemenge von $^1/_2$ Granalien und $^1/_2$ Bohr- und Drehspänen beim Schliegschmelzen mit grösserem ökonomischen Vortheil anwenden, als Granalien allein. Es ersetzen dabei 6 Ctnr. Bohrspäne, im Werthe von circa 7 Thlr. 15 Ngr., 4 Ctnr. Granalien, im Werthe von circa 8 Thlr. Bohrspäne allein wirken nicht so kräftig zersetzend auf das

Schwefelblei, als im Gemenge mit Granalien oder Eisenbruchstücken. Letztere fallen theilweise noch in den Herd und wirken hier noch zersetzend auf den Stein ein. Das Eisen zu grob und zu fein, für sich angewandt, taugt nicht. Da die Bohrspäne meist einen Rostüberzug haben, so bringt man dadurch gleichzeitig Basen in die Beschickung, was bei Anwendung von Roheisen nicht der Fall ist.

Es kostet zu Clausthaler Hütte 1 Ctnr. Granulireisen = 1 Thlr. 28 Ngr. bis 2 Thlr., altes Eisen grob 1½ Thlr., klein 1¼ Thlr.; zur Altenauer Hütte 1 Ctnr. Granulireisen 1 Thlr. 29 Ngr. bis 1 Thlr. 29 Ngr. 4 Pf., Bohr- und Drehspäne 1 Ctnr. 1 Thlr. 7 Ngr. 5 Pf.; zur Lautenthaler Hütte 1 Ctnr. Roheisen 1 Thlr. 25 Ngr. 3 Pf. (Preis von 185⁸/₉, wo viel altes Eisen angekauft ist); zur Andreasberger Hütte 1 Ctnr. Granulireisen 1 Thlr. 25 Ngr. 7 Pf. bis 1 Thlr. 28 Ngr., altes Eisen in grösseren Stücken 1 Thlr. 15 Ngr., Strauben, Nägel und Abfälle 1 Thlr. 7 Ngr. 6 Pf.

Analysen von Harzer Roheisen nach Bodemann (Pogg. LV. 485):

	Graphit	Geb. C	Si	P	S	Fe	Spec. Gew.
I.	1,99	2,78	0,71	1,23	Spur	93,29	7,430.
II.	2,71	1,44	3,21	1,22	Spur	91,42	7,166.
III.	3,85	0,48	0,79	1,22	Spur	93,66	7,081.
IV.	3,48	0,95	1,91	1,68	Spur	91,98	7,077.

I. Halbirtes Roheisen von Königshütte, bei kaltem Winde erblasen, nach Gurlt: $Fe^4C + Fe^8C + Fe^8Si + Fe^4P$.

II. Gaares graues Roheisen ebendaher, bei Buchenholzkohlen und 200° heissem Winde erblasen, nach Gurlt: $Fe^8C + Fe^8Si + Fe^4P$.

III. Sehr graues Roheisen von Lerbacher Hütte, bei fichtenen Kohlen und kaltem Winde hergestellt.

IV. Desgleichen bei Fichtenkohlen und Winde von 90°R. erblasen.

Sämmtliche Sorten enthalten sehr deutliche Spuren von Mangan und undeutliche oder schwache Spuren von *Al*, *Ca* und *Mg*.

Blei. 2) Blei als gewöhnliches Frisch-, oder Krätzblei, dient als Zuschlag beim Kupferfrischen, um beim Zusammenschmelzen mit silberhaltigem Kupfer das Silber auszuziehen.

Beim Gaarmachen von unreinen Kupfern (Krätzkupfer, Glimmerkupfer) zugeschlagen, oxydirt sich das Blei und giebt wieder Sauerstoff an die fremden Metalle ab, deren Oxyde dann mit dem Bleioxyd eine Schlacke bilden.

3) Producte vom Treiben, als: erste und letzte Glätte (Vorschläge), erster und letzter Abstrich und Herd, werden bei den Schlieg- und Steinarbeiten zugeschlagen, entweder um ihren Blei- und Silbergehalt nebenbei zu gewinnen oder, wie beim Verschmelzen der Andreasberger reichen Silbererze, nach vorheriger Reduction ihres Bleioxydgehaltes zu Blei dem Silber als Ansammlungsmittel zu dienen. Gleichzeitig können auch diese, im Wesentlichen aus Bleioxyd bestehenden Producte durch ihren Sauerstoffgehalt entschwefelnd auf den Bleiglanz wirken, und es kann, wenn sie aus der Schliegbeschickung mehr weggelassen werden (z. B. zu Altenauer Hütte wegen des Pattisonschen Processes), ein Mehraufwand an Eisen erforderlich werden. Bleioxyde.

Es halten im Centner

Vorschläge	86—90	Pfd. Blei	und	0,38—2,00	Quint	Silber
Abstrich	80—86	„ „	„	0,12—0,24	„	„
Herd	60—70	„ „	„	0,5 —2	„	„

4) Geschur und Gekrätz, werden im aufbereiteten Zustande (als Krätzschlieg) entweder bei der Raucharbeit zugeschlagen (Clausthaler, Altenauer und Andreasberger Hütte) oder für sich verarbeitet (Lautenthaler Schmelzofenschliegarbeit). Die Ofenbrüche werden geröstet und entweder zu Anfang oder am Ende einer Schlieg-Hohofencampagne mit Schlacken durchgesetzt (Clausthaler und Altenauer Hütte), oder mit geröstetem Rauchstein verschmolzen (Lautenthaler Hütte), oder an die Steinarbeiten abgegeben (Andreasberger Hütte). Geschur.

§. 15. Erdige Zuschläge.

1) Kalkstein von Harlingerode wird zur Altenauer Hütte beim ersten und zweiten Bleisteindurchstechen in Quantitäten von 3 Ctnr. auf jede Steinschicht von 34 Ctnr., zu wallnussgrossen Stücken zerkleint, statt des Granulir- Kalkstein.

eisens zugeschlagen, und zwar ersetzen 3 Ctnr. von ersterem 1 Ctnr. von letzterem.

Der Kalk wirkt weniger direct durch Schwefelaufnahme, als dadurch entschwefelnd, dass derselbe aus der eisenreichen Steinschlacke, welche einen Bestandtheil der Beschickung ausmacht, als stärkere Base oxydirtes Eisen ausscheidet, auch das im gerösteten Bleistein enthaltene Bleioxyd vor Verschlackung schützt. Das durch Kalk abgeschiedene oxydirte Eisen wirkt theils direct, theils nach vorheriger Reduction zu metallischem Eisen zersetzend auf das Schwefelblei ein.

Auch bindet der Kalk einen Theil der im gerösteten Stein enthaltenen Schwefelsäure und führt sie in die Schlacke. In Berührung mit Koks scheint sich aus dem schwefelsauren Kalk eine geringe Menge strengflüssiges Schwefelcalcium zu bilden, welches, namentlich bei frischem Ofengange, gern etwas Schwefelkupfer in die Schlacke führt.

Nach Bodemann enthält dieser Kalk nur 4,44% fremde Bestandtheile, nämlich 0,43% Sand und organische Stoffe und 4,01% Eisenoxyd und Thonerde.

1 Zollctnr. kostet 5 Ngr. 8 Pf., und wenn Rückfracht gegeben wird, nur 3 Ngr. 6 Pf. Der zum Einbinden des Rauches zur Clausthaler und Lautenthaler Hütte gebrauchte Aetzkalk wirkt auch in oben angegebener Weise beim Schmelzprocess entschwefelnd ein.

Versuche zur Lautenthaler Hütte, bei der Steinarbeit das Eisen durch Kalk oder Braunspath zu ersetzen, ergaben zwar, trotz eines grössern Aufwandes an Brennmaterial, eines grösseren Steinfalles und Verlustes an Silber und Blei, einen nicht unbedeutenden Vortheil durch die Ersparung an Eisen, allein die ins Schliegschmelzen kommenden kalkigen Steinschlacken machten die Schliegschlacken zähe, strengflüssig und unrein, indem sich Stein und Schlacke nicht gehörig sonderten. Die Oefen versetzten sich so stark, dass kaum 8tägige Campagnen gemacht werden konnten. Diese Nachtheile überwogen obige Vortheile, so dass man wieder zum Eisen seine Zuflucht nahm.

Schlacken. 2) Schlacken von saurer und basischer Beschaffenheit. Dieselben wirken

a) chemisch, indem sie noch Kieselsäure oder Basen aus der Beschickung aufnehmen und damit eine neue saurere oder basischere Schlacke bilden, so z. B. die basischen Steinschlacken bei der kieselerdereichen Schliegbeschickung und die sauren Schliegschlacken bei der eisenoxydreichen Steinbeschickung; die basischen Kupfersteinschlacken bei der kieselsäurereichen Kiesbeschickung und die saureren Kiesschlacken bei den Kupfersteindurchstechen. Enthält eine Beschickung schwerer und leichter reducirbare Oxyde, z. B. eine Beschickung für geröstete Bleisteine und Kupfersteine, und man unterwirft dieselbe mit einer hinreichenden Quantität saurer Schlacken einem reducirenden Schmelzen bei passender, nicht zu hoher Temperatur, so werden die schwerer reducirbaren Oxyde (Eisenoxydul, Manganoxydul, Kobaltoxyd, Zinkoxyd) von der Schlacke aufgelöst, während die leichter reducirbaren Metalloxyde (Bleioxyd, Kupferoxyd) sich reduciren. Fehlt es an Schlacken oder ist die Temperatur zu hoch, so wird auch ein Theil der ersteren reducirt und die hergestellten Metalle verunreinigen das Blei oder Kupfer. Bei einem Ueberschuss an Schlacke werden auch die leichter reducirbaren Metalloxyde mehr oder weniger verschlackt. Eine scharfe Trennung beider Arten von Oxyden lässt sich selbst bei richtiger Schlackenmenge nicht erreichen, weil man die Temparatur beim Schmelzen, welche von wesentlichem Einflusse ist, nicht völlig in der Gewalt hat. Chemische Wirkung d. Schl.

Da bei ein und demselben Hüttenprocess die Schlacke immer eine bestimmte Beschaffenheit bei normalem Ofengange zu haben pflegt, so deutet eine Aenderung in ihren Eigenschaften auf eingetretene Unregelmässigkeiten im Ofengange, welche häufig nur dadurch zu heben sind, dass man je nach Erforderniss saure oder basische Schlacken zuschlägt. Es sind deshalb diejenigen Hüttenprocesse im Vortheil, bei denen man entschieden saure und basische Schlacken zur Regulirung des Ofenganges zur Disposition hat. Dies ist z. B. auf Clausthaler und Altenauer Hütte mit den sauren Schlieg- und mehr basischen Steinschlacken der Fall. Zu Lautenthaler Hütte, wo man zur Verschlackung der in der Beschickung vorhandenen Zinkblende stärkere

Zuschläge von leichtflüssigen basischen Steinschlacken geben muss, verliert die entstehende Schliegschlacke im Vergleich mit der Steinschlacke ihren sauern Charakter schon etwas und noch mehr tritt dies zur Andreasberger Hütte hervor, wo die Schliegbeschickung reich an Kalk ist.

Eigenschaften der Schlacken.

Die Beschaffenheit der Schlacken, — namentlich die Art des Fliessens (ob zäh- oder dünnflüssig), das raschere oder langsamere Erstarren, das Zerspringen während desselben und das Aussehen nach dem Erkalten, — ist für den Hüttenmann ein Hauptkennzeichen zur Beurtheilung des Ofenganges und hängt hauptsächlich von der in den Schlacken enthaltenen Quantität Kieselerde und der Qualität der anwesenden Basen ab.

Man bezeichnet die beiden Gegensätze im Verhalten der Schlacken mit den Ausdrücken saiger und frisch oder im Zusammenhang mit dem Kieselerdegehalt derselben mit Trisilicat- und Subsilicat. Schlacken von ersterer Beschaffenheit sind kieselerdereich, enthalten in der Kieselsäure dreimal so viel Sauerstoff, als in den Basen, fliessen zähe wie Glas, lassen sich zu Fäden ziehen, erstarren sehr langsam, haben nach dem Erstarren ein glasartiges Ansehen und muschligen Bruch, sind mehr oder weniger durchsichtig, hart und werden von Säuren nur unvollständig zersetzt. Dieselben bilden sich nach Plattner bei 1870—1880° C. und schmelzen bei 1430—1450° C.

Frische oder Subsilicatschlacken sind basischer Natur, erfordern zu ihrer Bildung und Schmelzung eine weit niedrigere Temperatur, fliessen sehr hitzig und dünn, erstarren aber schnell, zerspringen dabei, haben nach dem Erstarren keinen muschligen Bruch, zeigen, wenn sie viel Metalloxyde enthalten, dunkle Farbe und halbmetallischen Glanz und werden von Säuren unter Abscheidung von gallertartiger Kieselsäure zersetzt. Bei der leichten Erstarrbarkeit dieser Schlacken bilden sich leicht Ansätze im Ofen, welche den Schmelzgang stören.

Zwischen diesen beiden Grenzen liegen noch zwei Schlackenarten, die Bisilicat- und Singulosilicatschlacken, von denen sich erstere den Trisilicatschlacken, letztere den Subsilicatschlacken in ihren Eigenschaften

nähern, so dass man erstere zu den saigern und letztere zu den frischen Schlacken rechnet.

Selten entspricht die Zusammensetzung einer Schlacke genau einer der obigen vier Silicirungsstufen, sondern es kommen meist Gemenge, z. B. vom Singulo- und Bisilicaten, von Singulo, Bi- und Trisilicaten vor.

Schlackenbildung.

Im Allgemeinen bilden sich die Schlacken bei höherer Temperatur aus ihren Bestandtheilen, als sie nachher schmelzen, wenn sie einmal erzeugt sind.

Ausser dem Kieselsäuregehalt ist von wesentlichem Einflusse auf die Beschaffenheit der Schlacken die Qualität und Anzahl der vorhandenen Basen. Im Allgemeinen schmelzen die Schlacken leichter, wenn sie mehrere Basen, z. B. Kalkerde und Thonerde, enthalten, als nur eine; ein Ueberschuss von Magnesia und Thonerde macht sie strengflüssiger, dagegen ein Gehalt an Alkalien und schweren Metalloxyden (Bleioxyd, Eisenoxydul, Manganoxydul etc.) leicht flüssiger u. dgl. m.

Die Erzeugung krystallinischer oder krystallisirter Schlacken ist nicht immer erwünscht, weil dieselben meist strengflüssiger sind, als die amorphen.

Das Nähere über Schlackenbildung ist zu ersehen aus: Kerl's Metallurgie I, 277 und Bodemann-Kerl's Probirkunst, 2. Aufl., p. 560.

Ulrich [1]) hat neuerdings Untersuchungen über das Verhältniss des specifischen Gewichts zu der chemischen Zusammensetzung der Schlacken angestellt.

Wirkung der Schl. als Decke.

b) Zum möglichst vollständigen Metallausbringen aus einem Erze oder Producte muss eine hinreichende Schlackenmenge vorhanden sein, welche im geschmolzenen Zustande ein Medium abgiebt, in welchem sich die zerstreuten Theilchen der ausgeschiedenen Metalle und metallischen Producte vereinigen. Dann müssen diese Producte von der Schlacke als Decke gegen die schädliche Einwirkung der Hitze und der Luft geschützt werden. Aus diesem Grunde schlägt man beim Verschmelzen der verhältnissmässig reichen Bleiglanzschliege noch Schliegschlacken hinzu, um die

1) Freiberger Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1859, Nr. 6.

erforderliche Schlackenmenge zu erzeugen. Wollte man statt dessen den Steinschlackenzuschlag erhöhen, so würde die Beschickung zu basisch werden, was aus später zu erörternden Gründen unzulässig ist.

Man könnte durch weniger weit fortgesetzte Aufbereitung der Erze die für den Schmelzprocess erforderliche Menge Erden behuf der Schlackenbildung darin lassen, allein dieselben würden zu ihrer Vereinigung zu Schlacke einer weit höheren Temperatur bedürfen und mehr Brennmaterial erfordern, als wenn man zu reicher aufbereitetem Schlieg schon fertig gebildete Schliegschlacke zuschlägt, welche leichter schmilzt und die vorhandenen Erden zum Schmelzen mit fortreisst.

Beim Glätte-, Abstrich- und Kupferfrischen giebt man Schlackenzuschläge ebenfalls zum Schutz des Metalles.

Schl. als mechanische Solvirungsmittel.

c) Zuweilen giebt man Zuschläge von leichtflüssigen Schlacken, um strengflüssige Substanzen mechanisch einzuhüllen und aus dem Ofen zu führen. In dieser Weise wirken die starken Zuschläge von Steinschlacken bei der Lautenthaler Schliegarbeit auf die Entfernung der Zinkblende in obiger Weise.

Schl. als Auflockerungsmittel.

d) Beim Verschmelzen der Erze in Schliegform dienen die Schlacken als Auflockerungsmittel; sie verhindern, dass sich die Schliegtheile dicht auf einander lagern, wodurch ihre Oberfläche verringert und das Schmelzen unvollständiger wird.

Metallhaltige Schl. als Zuschläge.

e) Metallhaltige, unreine, nicht absetzbare Schlacken schlägt man bei einem passenden Schmelzprocess zu, um den Metallgehalt so weit als möglich auszuziehen, z. B. die unreinen Schlacken vom Schlieg- und Steinschmelzen, Schlacken vom Kupferstein- und Schwarzkupferschmelzen, Glätte- und Abstrichfrischschlacken u. dgl. m. Seltener werden diese Schlacken für sich verarbeitet, z. B. Kupfergaar- und Verblaseschlacken, Abstrichfrischschlacken zu Altenauer Hütte, meist metallreiche Gemenge von Metalloxyden mit geringem Gehalte an Kieselerde.

Schlackenarten.

Nachstehende Schlackensorten kommen auf die eine oder andere Weise zur Verwendung:

a) Schliegschlacken, Gemenge von Singulo-, Bi-

und Trisilicaten, im Allgemeinen von der Natur der Bisilicate oder saiger, mit

	Clausth. H.	Alten. H.	Lautenth. H.	Andreasb. H.
Kieselsäuregehalt pct.	43— 58	42— 54	40—41	30—25
Bleigehalt pct.	3— 4	3— 4	4— 5	8—10
Silber im Ctr. Qt.	0,08—0,18	0,08—0,15	0,09—0,18	0,15
Gew. 1 Karrens Ctr.	2,10 - 2,34	2,10—2,34	2,10	—

Dieselben dienen hauptsächlich als Zuschläge bei der Schlieg-, Stein- und Raucharbeit. Nur selten fehlen sie bei der Schliegarbeit ganz und werden durch Steinschlacken ersetzt, wenn der Gehalt der Schliege an Kieselerde bedeutend anwächst.

b) Bleisteinschlacken sind Gemenge von Singulo- und Bisilicaten mit frischer Natur und enthalten 30—35% Kieselerde, auf Clausthaler und Altenauer Hütte 1—2,5 Pfd. Blei und 0,06—0,11 Qt. Silber, zu Lautenthaler Hütte 2—4 Pfd. Blei und 0,03—0,1 Qt. Silber im Centner. 1 Karren Steinschlacken wiegt 2,10—2,43 Ctr.

Die Steinschlacken werden hauptsächlich bei der Schlieg-, Stein- und Raucharbeit als Solvirungsmittel zugeschlagen. Sie wirken aber auch bei gleichzeitiger Anwesenheit von freiem Kalk (Altenauer Steindurchstechen, Verschmelzen von mit Kalk eingebundenem Rauch zu Clausth. und Lautenth. Hütte) präcipitirend auf das Blei im Bleiglanz. Man ist zu Clausthaler Hütte seit dem Einbinden des Rauches mit Kalk für eine Rauchsicht von 3 Ctr. Eisen auf 1½ Ctr. herabgekommen, indem man 1½ Ctr. Eisen durch 2 Ctr. Lederkalk ersetzt hat.

c) Glättfrischschlacken von sehr basischer Beschaffenheit, aber in der Zusammensetzung sehr variirend, mit 9—40 Pfd. Blei und Spuren bis 0,5 Qt. Silber im Centner. 1 Karren wiegt etwa 2,80 Ctr. Dieselben dienen als Zuschlag beim Glättefrischen, beim Schlieg-, Stein- und Rauchschmelzen.

d) Hartblei- oder Abstrichfrischschlacken, ebenfalls von sehr basischer Beschaffenheit und zähflüssiger als die vorigen; in ihrer Zusammensetzung sehr variirend; mit 10—20 Pfd. Blei und Spuren bis 0,05 und 0,1 Qt. Silber im Centner. 1 Karren wiegt etwa 2,80 Ctr.

Man schlägt dieselben hauptsächlich beim Abstrichfrischen, bei der Raucharbeit und den letzten Steindurchstechen zu. Wegen ihrer Zähigkeit befördern sie besonders beim Rauchschmelzen die Nasenbildung, deren Führung hierbei besonders schwierig ist. Ist für das Rauchschmelzen kein hinreichender Vorrath an solchen Schlacken vorhanden, so nimmt man Glättfrischschlacken zu Hülfe.

Zur Altenauer Hütte verschmilzt man die Abstrichschlacken mit 14—20 Pfd. Hartblei nochmals hinter dem Abstrich her und giebt die dabei fallende Schlacke mit 6—8 Pfd. Hartblei zur Steinarbeit.

e) Kupferkiesschlacken, Gemenge von Bisilicaten und Singulosilicaten, mit 35—39% Kieselerde und 0,5% Kupfer, kommt zu den verschiedenen Kupfersteinarbeiten. 1 Karren davon wiegt etwa 2,80 Ctr.

f) Kupfersteinschlacken, Singulosilicate oder Gemenge von Singulo- und Subsilicaten, mit bis 28% Kieselerde und mit 1—2% Kupfer, werden beim Kupferkiesschmelzen zugeschlagen.

g) Schwarzkupferschlacken von ähnlicher Zusammensetzung, wie die vorigen, mit 2—3% Kupfer, kommen ebenfalls auf die Kiesschichten.

h) Schlacken vom Verblasen und Gaarmachen des Kupfers bestehen im Wesentlichen aus variablen Mengen von Bleioxyd, Eisenoxydul und Kupferoxydul, mit mehr oder weniger Kieselerde, Thonerde, Kalkerde, Manganoxydul, Nickeloxydul, Arsen- und Antimonsäure, Schwefelsäure etc., sowie auch mechanisch eingemengten Metalltheilen. Diese Schlacken werden seltener bei anderen Schmelzprocessen zugeschlagen, als für sich weiter verarbeitet.

Zweiter Abschnitt.

Hüttenapparate und Werkzeuge.

Dieser Abschnitt behandelt die Materialien zum Ofenbau, die Oefen, die Gebläse und das Hüttenmännische Gezäh. Eintheilung.

Erstes Kapitel.

Ofenbaumaterialien.

§. 16. Allgemeines.

Eigenschaften der Materialien.

Den Hauptbedingungen, welche man an gute Materialien zum innern Ofenbau stellt, — dass sie bei der Temperatur, welche der Schmelzprocess erfordert, sich möglichst wenig verändern — wird auf den Oberharzer Hütten nur ungenügend entsprochen. Gute Sandsteine finden sich erst in weiterer Entfernung und an feuerfesten und sonst gut geeigenschafteten Thonen ist Mangel, weshalb an die Stelle guter feuerfester Steine Barnsteine aus leichter schmelzbarem Lehm und Thonschiefer, sowie Schlackensteine treten.

Dieselben schmelzen zwar nur theilweise bei der im Ofen herrschenden Temperatur, werden aber von der Schmelzmasse mehr oder weniger stark angegriffen. Es entstehen dadurch theils strengflüssige Schlacken, welche zu Ansätzen Veranlassung geben, theils findet eine Erweiterung des Schmelzraumes statt, welche störend auf den Ofengang einwirkt.

Die zur Herstellung des Rauhgemäuers gewöhnlich angewandte Grauwacke läst sich schwierig behauen, Sandsteine von Willensen oder Steine vom Sudmerberge bei Goslar kommen theuer, weshalb man neuerdings mehrfach zu den

aus Schliegschlacken geformten Steinen bei Herstellung des Rauhgemäuers seine Zuflucht genommen hat. Dieselben sind billig, lassen sich in jede Form bringen und schnell vermauern. Mörtel haftet bei inneren Mauerungen sehr gut daran.

Eintheilung. Die Ofenbaumaterialien zerfallen in natürlich vorkommende und künstliche Materialien, feuerfeste Bindemittel und feuerfeste lose Massen zur Bildung des Schmelzherdes.

§. 17. Natürlich vorkommende Ofenbaumaterialien.

Man verwendet als solche: Sandstein, Granit, Grauwacke und Sudmerberger Gestein.

Sandstein. 1) Sandstein aus der Bunten-Sandsteinformation bei Willensen wird, ausser zu Andreasberger Hütte, zu Sohlsteinen und Formsteinen bis $1^1/_2$ Fuss über der Form und zu Vorsetzsteinen bei den Schachtöfen, sowie bei Treiböfen zur Herstellung des untern Kranzes um den Steinherd verwandt. Damit diese Steine in Berührung mit den Schmelzmassen möglichst wenig schaalen, müssen sie im Ofen so gelegt werden, wie sie nach ihrer Schichtung im Bruche gefunden sind. Dieselben müssen im Ofenschacht dem Feuer eine der 4 Kopfseiten, nicht die Lagerseiten, zukehren.

1 Cubikfuss Sandstein kostet zu Clausthaler H. 5 Ngr. 9 Pf., zu Altenauer H. 9 Ngr. 5 Pf., zur Lautenth. H. 7 Ngr. 1 Pf.

Granit. 2) Granit vom Rehberge wird zur Andreasberger H. zu Sohlsteinen, welche sehr gut halten, und zum Rauhgemäuer der Schmelzöfen verwandt. Es kostet 1 Ruthe von 8 F. L., 8 F. Br. und 4 F. H. = 256 Cbfss. 2 Thlr. 15 Ngr. Brecherlohn und excl. der eben bestehenden Haferzulage 7 Thlr. anzufahren. Granit von der steilen Wand am Bruchberge ist versuchsweise zu Altenauer Hütte bei einigen Oefen als Sohlstein verwandt, um seine Haltbarkeit gegen die des Sandsteins zu prüfen. Die Resultate davon liegen noch nicht vor.

Analyse einiger Harzgranite von Streng[1]):

1) *Poggend.* Ann. XC, p. 128 (N. 9 de 1853).

	a.	b.
Kieselerde	71,93	73,41
Thonerde	12,89	14,87
Eisenoxydul	5,56	1,73
Manganoxydul	0,10	0,20
Kalkerde	1,81	1,79
Magnesia	0,48	0,34
Kali	4,88	4,33
Natron	1,86	2,58
Wasser	0,49	0,57
	100,00	99,82

a. aus dem Holzemmenthale oberhalb Wernigerode; b. von der Plessburg in der Nähe des Ilsensteines.

Grauwacke.

3) Grauwacke aus dem Kulm, ein sehr fester, harter, fein- oder grobkörniger Sandstein von vorherrschend gelblichgrauer Farbe, dessen Bindemittel aus einer von Kieselerde ganz durchdrungenen thonigen Masse besteht.

Man verwendet die Grauwackensteine zur Herstellung des Rauhgemäuers und zur Altenauer Hütte auch zu Rösthaussohlen. Wegen ihrer Härte sind sie schwierig und kostspielig zu behauen.

Zur Clausthaler Hütte kostet 1 Ruthe (8 F. l., 8 F. br. und 4 F. h. = 256 Cbfss.) Grauwackensteine an Brecherlohn und Abräumarbeiten (excl. Gezähkosten = 25 Ngr. 6 Pf.) 1 Thlr. 11 Ngr. 1 Pf.

Sudmerberger Gestein.

4) Sudmerberger Gestein[1]) von dem Berge gleichen Namens bei Goslar, ein in dicken Bänken horizontal oder schwach geneigt liegendes Kalkconglomerat mit eingemengtem Quarz, Glaukonit, Gelbeisenstein etc. Dieses Gestein lässt sich weit leichter behauen als Grauwacke, giebt bessere Kanten- und Gewölbsteine, als diese und ist zur Altenauer Hütte zum Rauhgemäuer in der Kupferhütte verwandt. Zu nahe an den Kernschacht gebracht, brennt sich das Gestein mürbe. Es kostet 1 Cubikfuss von nach bestimmten Dimensionen behauenen Steinen zur Altenauer Hütte an Kaufgeld und Fuhrlohn 7 Ngr. 5 Pf.

1) *Kerl* der Communion-Unterharz. Freiberg 1853, p. 175.

§. 18. Künstlich bereitete Bausteine.

Sorten. Hierhergehören: Barnsteine, Thonschiefersteine, Kokssteine und Schlackensteine.

Barnsteine. 1) Barnsteine, aus einem nicht sehr feuerbeständigen Thon (Lehm) gebrannt und zum Ausmauern des obern Theiles der Ofenschächte, zur Kranzmauer und zu Steinherden im Treibofen, zu Rösthaussohlen etc. benutzt.

Zu Clausthaler Hütte bezieht man die Barnsteine von der in der Nähe gelegenen Ziegelhütte und von der Schwarzenhütte bei Osterode. Erstere, lockerer und weniger scharf gebrannt, lassen sich leichter behauen und stehen besser im Feuer als letztere, welche aber an der Luft dauerhafter sind.

Es kommen zur Clausthaler Hütte 100 Stück Barnsteine von Schwarzehütte auf 1 Thlr. 20 Ngr. 2 Pf., von der Harzziegelhütte auf 1 Thlr. 10 Ngr.; zur Altenauer H. von Schwarzehütte auf 2 Thlr. 3 Ngr. 5 Pf. (man verwendet daselbst auch Barnsteine von der Harzziegelhütte und aus der Andreasb. Thonwaarenfabrik); zur Lautenthaler Hütte von Münchehof auf 1 Thlr. 13 Ngr. 7 Pf. und von der Harzziegelhütte auf 1 Thlr. 11 Ngr. 3 Pf.

Ein ordinairer Barnstein von Schwarzehütte von $11^1/_2$ Z. L., $5^1/_2$ Z. Br. u. $2^1/_8$ Z. Dicke wiegt 6,3—7 Pfd.; ein Klotzstein ebendaher von $11^5/_8$ Z. L., $4^7/_8$ Z. Br. und $2^3/_4$ Z. Dicke wiegt 8,36 Pfd.; ein ordin. Barnstein von Münchehof bei 11 Z. L., 6 Z. Br. und 2 Z. Dicke 6,20 Pfd. und ein solcher von der Harzziegelhütte bei $10^1/_2$ Z. L., 5 Z. Br. und 2 Z. Dicke 5,28 Pfd.

100 Stück Barnsteine nehmen etwa 8,33 Cubikfuss Inhalt ein.

Zur Andreasberger Hütte braucht man Barnsteine aus dasiger Fabrik (gebrannte Thonschiefersteine) und von Osterhagen, welche erstere wegen geringeren Eisengehaltes feuerbeständiger sind, wie man in der Hölle des Treibofens sehen kann, wenn abwechselnde Lagen von beiden Barnsteinsorten eingemauert werden. Die gebrannten Thonschiefersteine werden hauptsächlich zur Herstellung der Treiböfen und des Kernschachtes der Schachtöfen angewandt.

Es kosten 100 Stück Barnsteine von beiderlei Sorten 1 Thlr. 10 Ngr.; ein gebr. Thonschieferstein von 11½ Z. L., 5½ Z. Br. und 2 Z. Dicke wiegt 7,5 Pfd., ein Osterhagner Stein von 11 Z. L., 5½ Z. Br. und 1¾ Z. Dicke 5,8 Pfd. 7 Cubikfuss Raum wird ausgefüllt von 96 Stück Andreasberger und 113 Stück Osterhagner Barnsteinen.

Osterhagner Klotzsteine zu Rösthaussohlen von 9 Z. L., 4 Z. Br. und 4 Z. Dicke kosten pro 100 Stück 2 Thlr., ein Stück wiegt 8,1 Pfd. und 64 Stück nehmen 3 Quadratfuss Fläche ein.

Gute feuerfeste Steine haben meist Vorzüge vor Sandsteinen, welche nicht immer in hinlänglicher Reinheit, d. h. alkali- und eisenfrei vorkommen. Eine chemische Analyse entscheidet nicht allein über die Brauchbarkeit eines Thones zu solchen Steinen. Dieselbe lässt meist unerörtert, welcher Theil der Kieselerde mechanisch beigemengt und welcher mit andern Basen verbunden ist, ferner ob ein Thon in der Hitze reisst, ob er von Erzen leicht angegriffen wird u. dgl. m. Dies ist nur durch einen praktischen Versuch auszumitteln. Die Analyse hat jedoch den Werth, dass sie von der gänzlichen Unbrauchbarkeit eines Thones Kunde giebt, wenn sie einen zu grossen Alkali- und Eisengehalt nachweist. 3—4% von letzterem sind erfahrungsmässig ohne wesentlichen Einfluss, während ein gleicher Alkaligehalt entschieden nachtheilig wirkt. Ausser von der Beschaffenheit des Thones hängt die Güte der feuerfesten Producte noch ab: von der Art der Fabrikation, dem Grad des Brennens, der zweckmässigen Handhabung abseiten des Maurers etc. Gute Steine sind gleichartig, ertragen den Temperaturwechsel, ohne zu springen, und schmelzen nur ganz allmählich im Ofen ab. Sind dieselben beim Brennen nur gelb und nicht roth geworden, so ist der Eisengehalt nicht zu fürchten. Von wesentlichem Einfluss auf die Feuerbeständigkeit ist auch ein Kalkerdegehalt [1]).

---

1) Zusammensetzung feuerfester Thone: *Bodemann-Kerl's* Probirkunst, 2. Aufl. 1857. p. 70. — *Kerl's* metallurgische Hüttenkunde I, 135.

2) Prüfung der feuerfesten Steine: Mitthl. d. Hannov. Gewerbe-Vereins 1838. p. 242; 1839, p. 353, 410.

Thonschiefersteine.

2) Thonschiefersteine. Die Anwendung des gepochten Thonschiefers statt des theueren und weniger feuerfesten Landlehmes zur Bereitung von Mörtel, Gestübbe und Barnsteinen ist zuerst im Jahre 1830 durch den verstorbenen Bergprobirer Hoffmann zur St. Andreasberger Hütte geschehen, und wurden in diesem Jahre bei Anwendung des neuen Materials gegen früher an 800 Thlr. gespart.

Man verwendet die lufttrocknen Thonschiefersteine, welche besser aushalten, wie Barnsteine, hauptsächlich zur Herstellung des mittleren Theiles der Futter in Schachtöfen, welche meist bis $1^1/_2$ Fuss über der Form aus Willenser Sandsteinen und dann bis etwa 3 Fuss unter der Gichtmündung aus Thonschiefersteinen und zu oberst aus Barnsteinen hergestellt werden. Letztere leisten am obern Theil der herabrutschenden Beschickung besseren Widerstand, als die Thonschiefersteine. Ausserdem dienen diese Steine zur Herstellung der inneren Vorwand bei Schachtöfen (die äussere besteht aus Barnsteinen), des Windofens, der Höllenmauer und des blinden Bogens bei Treiböfen etc.

Der geeignet gefundene Thonschiefer wird in dem auf jeder Hütte befindlichen Thonschieferpochwerk unter 6 oder 3 Stempeln trocken gepocht und durch einen Rätter mit Afterblechsieben geworfen. Das erhaltene Mehl bleibt im Winter im Freien liegen, wodurch es plastischer wird, dann wird dasselbe mit der noch nöthigen Menge Wasser angemengt, in hölzerne Barnsteinformen gedrückt und die erfolgenden Steine wo möglich auf dem Beschickungsboden der Schmelzöfen lufttrocken gemacht. In diesem Zustande werden die Steine verwandt.

Zur Clausthaler Hütte kostet

1 Treiben = 40 Tonnen, à 6 Himten, Thonschiefer im Rabenthale zu brechen . .	6	Ngr.	3 Pf.
1 Treiben Thonschiefer aus dem Bruch ins Schauer zu laufen	10	„	1 „
1 Treiben Thonschiefer aus dem Schauer ins Pochwerk zu laufen	7	„	7 „
1 Himten Thonschiefer zu pochen	—	„	3 „
1 „ „ nach der Hütte zurückzulaufen	—	„	0,6 „

1 Himten Thonschiefer aus dem Pochwerk
in die Fabrik zu laufen . . . . — Ngr. 1 Pf.
100 Stück Steine zu machen . . . . 2 „ 5 „

Zu 100 Steinen gehen 12 Himten Thonschiefer.

1 Himten Thonschiefermehl wiegt 78—79 Pfd.

Zur Altenauer Hütte kostet 1 Himten Thonschiefer zu pochen 2 Pf. und die Anfertigung von 100 Stück Steinen 7 Ngr. 5 Pf..

1 Himten Thonschiefermehl, längere Zeit gelagert, wiegt 76—77 Pfd.

Zur Lautenthaler Hütte kostet 1 Himten Thonschiefer zu brechen 2 Pf., zu pochen 3 Pf. und 100 Steine zu machen 5 Ngr.

Aus 1 Himten erfolgen 8—9 Steine, von denen jeder im lufttrocknen Zustande und bei Barnsteinmasse 6,64 Pfd. wiegt. Das Gewicht von 1 Himten Thonschiefermehl beträgt etwa 76,24 Pfd.

Zur Andreasberger Hütte wiegt 1 Himten Thonschiefermehl 88 Pfd. und kostet ins Pochwerk zu laufen, zu pochen, zu messen und ins Thonschauer zu laufen $2^1/_2$ Pf. Das Brechen geschicht im Tagelohne.

Analysen von Harzer Thonschiefern:

	I.	II.	III.	IV.	V.	VI.	VII.	VIII.	IX.	X.	XI.	XII.
SiO^2 . .	56,90	57,00	58,56	66,06	49,87	60,0	61,24	73,29	60,03	59,77	59,82	58.849
Al^2O^3 .	21,18	20,18	23,31	21,39	26,41	15,7	18,45	16,61	14,97	14,77	16,19	15,787
Fe^2O^3 .	11.50	11,62	10,60	4,16	6,95	12.2	—	—	8,94	10,61	7,49	10,840
FeO . .	—	—	—	—	—	—	11,70	—	—	—	—	—
Mn^2O^3 .	—	—	—	—	1,21	—	—	—	—	—	—	—
CaO . .	—	—	—	0,50	2,10	1,4	0,05	3,01	2.08	1,58	0,18	Spr.
MgO . .	—	—	—	—	0,87	—	4,91	1,76	4,22	0,51	1,37	0.176
KO . .	—	—	—	2,03	2,96		1,22	3,49	3,87			3,518
NaO . .	—	—	—	—	1,62		2.59	2,23	—	7,96	4,80	0,958
C . . .	—	—	—	—	0,65	10,7	0,49	—	—		CO^2 2,96	—
HO . .	—	—	—	—	7,05		—	—	5,67			
Glühverlust	10,37	10,27	5,65	5,00	—		—	—	—	4,91	6,38	7.903
Summa .	99,95	99,07	98,10	99,14	99,69	100,00	100,65	100,39	99,78	100,11	99,19	98.031

I. Thonschiefer aus dem Rabenthale nach Jordan. — II. Desgl. von der Innerste. — III. Thonschiefermehl von Clausthaler Hütte nach Bodemann. — IV. Gangthonschiefer aus einer Ruschel im mittleren Burgstädter Reviere nach

Dems — V. Gangthonschiefer von der Grube Neue Margarethe nach W. Kayser. Hält noch eine Spur *BaO* und 0,39% *S*. (Im hiesigen Laboratorium.) — VI. Thonschiefermehl von Andreasb. Hütte. (Im hiesigen Laboratorium.) — VII. Kieselschiefer von Lerbach nach Schnedermann. (Hausm. Bild. d. Harzgeb., pag. 77.). — VIII. Hornfels von Achtermannshöhe. — IX. Dachschiefer von Goslar nach Frick (Pogg. Ann. XXXV, 193). — X. Thonschiefer aus der Fluth, welcher zur Altenauer Hütte dem Treibmergel zugesetzt wird, nach Kerl. — XI. Gangthonschiefer vom 4. Lichtloch bei Grund, nach Bischoff. — XII. Ebendaher aus dem Nebengestein, von Kjerulf. (Bischoffs Geolog. II, 1645).

Kokssteine. 3) Kokssteine, zuerst vom Hüttenmeister Kast zur Clausthaler Hütte zum Ausmauern der Schachtofengestelle statt der Sandsteine angewandt[1]), werden auf die Weise bereitet, dass man Kokslösch siebt, das Siebfeine durch Pochen noch weiter zerkleint und den feingepochten Koksdreck so lange unter stetem Umrühren in Lehmwasser (3 Himten Lehm mit 6 Eimern Wasser in einem hölzernen Kasten angerührt) einträgt, bis eine plastische Masse entsteht, welche sich gut in eine hölzerne Form eindrücken lässt. Die gebildeten Steine werden aus der Form genommen und auf dem Beschickungsboden der Schmelzöfen wie Thonschiefersteine getrocknet.

Beim Zusammenkneten von

3 Himten Lehm	= 199,3	Pfd.
6 „ Koksdreck	= 313,1	„
6 Eimer Wasser	= 112,3	„
	624,7	Pfd.

erfolgen 28 Stück 12 Z. lange, 7 Z. breite und 6 Z. hohe Kokssteine, von welchen einer lufttrocken 15,9 Pfd. wog.

Es kosten

100 Stück 7zöllige Steine zu machen . .		18 Ngr.	8 Pf.
10¾ Himten Lehm à 2 Ngr.		21 „	3 „
100 Stück 7zöllige Steine kosten	1 Thlr.	10 Ngr.	1 Pf.
100 „ 2½ „ „ „		13 Ngr.	8 Pf.

1) Mittheilungen des Clausth. naturwissenschaftl. Vereins Maja. 1857. Hft. 1, p. 16.

Dagegen 100 Stück 2½zöllige Barnsteine 1 Thaler 20 Ngr. 2 Pf.

Ausser dass die Kokssteine billiger kommen als Barnsteine, haben sie vor denselben, so wie auch vor den Thonschiefersteinen das voraus, dass sie weder schmelzen, noch sich verschlacken. Dies äussert sich besonders beim Anblasen der Oefen. Bei Barnsteinen und Thonschiefersteinen erzeugt sich durch Abschmelzen eine zähe, schmierige Schlacke, welche sich leicht im Herd festsetzt. Bei Kokssteinen tritt dieser Uebelstand nicht ein, der Ofen wird rascher in eine hinreichend hohe Temperatur versetzt, und in Folge dessen lässt sich alsbald der volle Satz aufgeben. Das Schmelzen ist reiner und der Ofengang regelmässiger.

Während gewöhnliche Oefen erst nach 6—8 Tagen in den normalen Gang kommen, so geschieht dies bei mit Kokssteinen ausgemauerten schon nach zwei Tagen, so dass also an Zeit und Brennmaterial gespart wird. Dadurch, dass der Lehmüberzug die Kokstheilchen vor dem Verbrennen schützt, erweitert sich der Schmelzraum weniger schnell und die Folge davon sind längere Ofencampagnen.

Zur Ausbesserung der Oefen taugen die Kokssteine weniger, als Thonschiefersteine. Erstere sind hinter der härtern Kruste meist pulverig und müssen ganz herausgenommen und durch neue Steine ersetzt werden, während sich vor den im Ofen gelassenen alten, theilweise weggeschmolzenen Thonschieferstein gleich ein neuer setzen lässt.

Zur Altenauer Hütte werden die Kokssteine nur zum Ausbessern der Schliegöfen verwandt; in Steinöfen standen sie nicht, sondern wurden von der Steinschlacke bald weggefressen.

4) Schlackensteine. Dieselben werden auf die Weise fabricirt, dass man die noch zähflüssigen Schliegschlacken in Entfernung von 2 Fuss vom Sumpf von der Trifft mittelst einer Schaufel wegräumt, in auf einer eisernen Platte stehende eiserne Formen drückt und auf der Oberfläche mit der Schaufel eben klopft. Die Form besteht aus zwei Winkeln, welche man zusammenschiebt und durch zwei eiserne Klammern zusammenhält. Nach dem Füllen derselben zieht man Klammern und Winkel von dem Schlackensteine.

fertigen Stein ab. Man kann auf diese Weise Steine von verschiedener Form und Grösse herstellen, nur ist erforderlich, dass die dazu angewandte Schlacke saigerer Natur ist, sich kneten lässt und nach dem Erkalten nicht zerspringt. Aus diesem Grunde sind die Steinschlacken zur Schlackensteinfabrikation nicht zu verwenden.

Bereits im Jahre 1810 liess der damalige Oberhütteninspector Schönian zu Altenauer Hütte Schlackensteine behuf Ausmauerung von Fachwerk anfertigen; aber erst seit 1838 wurde die Schlackensteinfabrikation zur Altenauer Hütte durch den verstorbenen Bergprobirer Hoffmann in grösserem Maasstabe und unter Beobachtung der Vorsichtsmassregel ausgeführt, dass nur bei regelmässigem und gutem Ofengange Steine gemacht werden und die Schlacken dazu nur 2 Fuss von der Spur ab genommen werden durften, während man dieselben früher mit Kellen aus dem Vorherd ausschöpfte [1]).

Besonders seit dem grossen Brande zu Clausthal (1844) hat die Fabrikation eine grössere Ausdehnung gewonnen und ist dadurch den Arbeitern ein erwünschter Nebenverdienst von pptr. 1500 Thlr. jährlich verschafft. Man fabricirte im Jahre 1845 an 330,000 Stück, in 1846 an 240,000 Stück, in 1847 an 245,000 und in 1848 und 1849 158,650 Stück im Gewichte von 68,814 Ctr. (alt. Gew.) Nach einer andern Angabe sind vom Jahre 1845—1847 zu Clausthaler und Altenauer Hütte 2,274,813 Stück Schlackensteine producirt und damit dem Harze an baarem Gelde an 36000 Thlr. erhalten, die für Sand- und Barnsteine verausgabt sein würden.

Die Schlackensteine haben sich als ein brauchbares und wohlfeiles Baumaterial bewährt; im Zustande der Ruhe können sie einen bedeutenden Druck ertragen und man spart bei ihrer Anwendung gegen anderes Material an Maurerarbeit und an Mörtel, z. B. gegen Grauwacke. Ueberzüge von Kalk, Gyps und Cement haften nur unvollständig an den Flächen der Schlackensteine, dagegen bindet Kalkmörtel zwischen deren Fugen gut.

---

1) Bergwerksfreund XIV. 477.

Die Clausthaler, Altenauer und Lautenthaler Hütte setzen jährlich etwa 84,385 Ctr. (alt. Gew.) Schlacken ab.

In neuerer Zeit verwendet man die Schlackensteine ausser zu Gebäudemauern und äussern Mauern auch sehr zweckmässig zur Herstellung des Rauhgemäuers und der Flugstaubkammern der Oefen und sogar nach dem Vorschlage des Hüttenmeisters E. Strauch zu Lautenthal zu Ofenfuttern[1]).

Zur Lautenthaler Hütte erlangte man bei Versuchsschmelzungen in solchen Oefen nachstehende Resultate:

a) Es bildet sich im Gestelle des Ofens leichter und rascher die nöthige Weite, in Folge dessen man den Satz früher steigern kann und eine Brennmaterialersparung eintritt.

b) Die Schlackensteine werden von der Schmelzbeschickung weniger angegriffen, als Sand-, Barn- und Thonschiefersteine, wodurch längere Ofencampagnen ermöglicht werden und der Bleiverlust durch Verschlackung sich verringert.

c) Die nach dem Ausblasen des Ofens gewonnene, aus schlackigen Massen bestehende Schur kann ohne Weiteres wieder zur Beschickung gegeben werden, während dieselbe bei anderem Ofenbaumaterial einer Metallverluste und Kosten herbeiführenden Aufbereitung bedarf.

d) Man sparte bei Anwendung von Schlackensteinen gegen früher bei jeder Renovation eines Hohofens 4 Thlr. 20 Ggr. 5 Pf. und eines Steinofens 3 Thlr. 22 Ggr. 5 Pf.

Als Uebelstände bei diesem Schmelzen haben sich herausgestellt, dass bei nicht ganz genauer Lage der Form oder einem zu Kurzwerden der Nase die Brandmauer rascher zerstört wird, als bei Sandstein, auch nach dem Ausblasen ein fast vollständiges Ausräumen der Schlackensteine erforderlich ist.

Dieselben schmelzen zuweilen so weit weg, dass das Rauhgemäuer angegriffen und ein Ausbessern desselben erforderlich wird.

---

1) Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1855, p. 185.

Zur Altenauer Hütte kommen Thonschiefersteine billiger, als Koks- und Schlackensteine.

Preis, Gewicht und Volumen von 100 Stück Schlackensteinen zur Clausthaler und Altenauer Hütte ergiebt sich aus nachstehender Zusammenstellung:

Dimensionen	Volumen Cbfss.	Gewicht Ctr.	Macherlohn Ngr. Pf.	Verkaufspr. Ngr. Pf.
Nr. 1. — 12 Z. l., 6 Z. br. u. 2¾ Z. d.	11,45	14,0313	10 —	11 —
„ 2. — 12 „ „ 5 „ „ „ 4 „ „	13,31	14,0313	10 —	11 —
„ 3. — 12 „ „ 8 „ „ „ 3¾ „ „	20,83	28,0627	12 5	15 —
„ 4. — 12 „ „ 7 „ „ „ 6 „ „	29,16	30,8689	15 —	18 8

Die Schlackensteine haben in Folge ihrer blasigen Beschaffenheit ein geringeres Gewicht, als manche andere Baumaterialien, bei gleichem Volumen; es wiegt:

1	Cubikfuss	Schlackensteine	101,03 Pfd.
1	„	Barnsteine	101,03 „
1	„	Grauwacke	129,01 „
1	„	Sandstein	102,90 „

§. 19. Feuerfeste Bindemittel (Mörtel).

Allgemeines. Zur Ausfüllung der Fugen zwischen den Mauersteinen wird am besten eine Substanz von ähnlicher Zusammensetzung, wie diese angewandt. Dies geschieht gewöhnlich in Form von mit Wasser angerührtem Thonschiefermehl und Lehm.

Thonschiefermehl. 1) Thonschiefermehl, mit Wasser zu einem dicken Brei angerührt, dient zum Ausstreichen der Fugen zwischen den dem Feuer ausgesetzten Mauersteinen der Oefen und Röstehaussohlen, ferner im Gemenge mit Lehm zum Aussetzen der Treibehauben.

Lehm. 2) Lehm, wird seit Anwendung des Thonschiefermehles in weit geringerer Menge verbraucht als früher, hauptsächlich nur noch zum Aussetzen der Probiröfen, zu Lehmsohlen, zum Ueberkleiden des Kernschachtes vor dem Anblasen der Oefen mit einer dünnen Schicht davon, damit sich demnächst die Ofenbrüche besser von dem Gemäuer ablösen, ferner im Gemenge mit Thonschiefermehl zum Aussetzen der Treibofenhauben. Um dem Lehm mehr Zusammenhalt zu geben, vermengt man ihn meist mit Schebe (Abgänge von Flachs und Hanf).

Der Lehm wird zur Clausthaler und Altenauer Hütte aus der Osteröder Forst bezogen und kommt auf ersterer Hütte pro Sack à 4 Himten im Sommer auf 7 Ngr. 6 Pf., im Winter auf 8 Ngr.; auf letzterer Hütte im Sommer auf 11 Ngr. 4 Pf., im Winter auf 12 Ngr. Der Lehm für Lautenthaler Hütte kommt aus dem Trogthale an der Langelsheimer Chaussee und zwar kostet 1 Karre (8 Himten) zu roden und anzufahren 4 Ngr. 7 Pf.

Es wiegt 1 Himten Lehm aus dem Gewölbe 64,08 Pfd., getrocknet zum Gestübbepochen 64,54 Pfd. Die Schebe kostet pro Himten 9 Pf.

Zu Andreasberger Hütte wird der Lehm hauptsächlich nur zu Sohlen in Schmelzöfen gebraucht und vom Butterberge bei Lauterberg bezogen. 1 Himten wiegt etwa 64 Pfd. und kostet 2 Ngr. 5 Pf.

Die Zusammensetzung von auf Clausthaler und Altenauer Hütte verwandtem Lehm fanden Bruns (a) und Güthing (b) wie folgt:

	a.	b.
Kieselerde	77,89	76,66
Thonerde	13,20	12,04
Eisenoxyd	5,27	5,10
Kohlensaurer Kalk	3,12	2,96
Kohlensaure Magnesia	1,33	2,09
	100,81	98,85

Zur äusseren Mauerung braucht man an Bindemitteln noch

3) Gebrannten Gyps, welcher von Schwarzehütte bezogen wird und pro Malter à 6 Himten kostet: zur Clausthaler Hütte 18 Ngr. 3 Pf., zur Altenauer Hütte im Sommer 22 Ngr. 10 Pf., im Winter 26 Ngr. 8 Pf., zur Lautenthaler Hütte 25 Ngr. 8 Pf. Gyps.

1 Malter Gypskalk wiegt 384,13 Pfd.; desgleichen mit dem Normalhimten gemessen und durch den Besen geschüttet 393,8 Pfd., desgl. mit der Schaufel in den Normalhimten geschlagen 399,42 Pfd.

Zur Andreasberger Hütte bezieht man den Gyps aus Osterhagen und Barbis, das Malter zu 22 Ngr. 5 Pf. 1 Himten wiegt 65,4 Pfd.

In dem Schwarzehütter Bruche scheint der zur Mörtelbereitung allein taugliche Gyps nur oberflächlich vorzukommen, tiefer hinein aber Anhydrit. Reiner Gyps giebt beim Erhitzen bis zur Rothgluth 20,9% Wasser ab und lässt sich mit dem Fingernagel ritzen, Anhydrit nicht. Verschiedene Proben aus dem Bruche ergaben einen Gehalt von 9,5—98% an wasserhaltigem Gyps. Ein reines Stück hatte nach Jüngst folgende Zusammensetzung:

Kalkerde	32,62
Thonerde und Eisenoxyd	0,50
Schwefelsäure	45,95
Kieselsäure	0,42
Wasser	20,70
	100,19

Gebrannter Kalk.

4) Aetzkalk, Lederkalk, welcher zur Mörtelbereitung und zum Einbinden des Rauches zur Clausthaler Hütte von der Harzziegelhütte, das Malter à 6 Himten zu 1 Thlr. 27 Ngr. 5 Pf., zur Altenauer Hütte von Schwarzehütte, das Malter zu 1 Thlr. 29 Ngr. 5 Pf., und zur Lautenthaler Hütte von Münchhof das Malter zu 1 Thlr. 16 Ngr. 2 Pf. bezogen wird. 1 Himten Lederkalk wiegt 37 Pfd.

Zur Andreasberger Hütte wird der Lederkalk aus dasiger Thonwaarenfabrik, der Himten zu 10 Ngr. bei 39 Pfd. Gewicht geliefert.

§. 20. Feuerfeste lose Massen zur Bildung des Schmelzherdes.

Allgemeines.

Nur in wenigen Fällen geschieht das Schmelzen der Erze etc. direct auf der steinernen Sohle des Herdes; dieselbe, so wie der untere Theil der Ofenwände, erhalten gewöhnlich eine Decke von feuerfesten losen Massen, welche im Wesentlichen dieselben Bedingungen erfüllen müssen, die man an das feuerfeste Ofenbaumaterial stellt. Sie dürfen bei der im Ofen herrschenden Temperatur nicht schmelzen oder rissig werden und müssen der auflösenden Einwirkung der Schmelzmassen möglichst widerstehen.

Als solche Substanzen kommen zur Verwendung:

Gestübbe.

1) Das Gestübbe oder die Stübbe, ein Gemenge

von Kohle und Thonschiefermehl in verschiedenen Verhältnissen, je nachdem dieses der Schmelzprocess erheischt. Eine Decke von diesem Material schützt das Ofengemäuer gegen den Angriff der Schmelzmassen, hält die Hitze als schlechter Wärmeleiter zusammen und wirkt dadurch der Bildung von Ansätzen entgegen, welche sich, wenn sie einmal erzeugt sind, leichter wegräumen lassen, als vom festen Gestein. Der Kohlegehalt des Gestübbes wirkt auf die geschmolzenen Massen, welche sich beim Passiren der Formgegend theilweise wieder oxydirt haben können, reducirend ein. Je mehr Thonschiefer das Gestübbe enthält, um so schwieriger wird dasselbe zerstört und von hitzigen Metallmassen angegriffen. Das Verhältniss zwischen Thonschiefer und Kohle führt zu der Benennung: schweres, mittleres und leichtes Gestübbe.

Behuf Anfertigung des Gestübbes breitet man Kohlenlösch und Thonschiefermehl in einem Felde schichtenweise über einander aus, nimmt dann gleichmässige Abstiche, pocht dieselben in den mit 3 ganz hölzernen Stempeln versehenen Gestübbepochwerken und wirft das Gepochte durch Rätter mit $^{3}/_{16}$ zölligen Blechen.

Zur Clausthaler Hütte setzt man das schwerere Gestübbe zusammen aus 2 Volumen Kohle und 1 Volumen Thonschiefermehl; ein leichteres, nur zu den Spuren, aus 3 Volumtheilen Kohle und 1 Thl. Thonschiefer.

Der Gestübbepocher erhält 2 Thlr. 14 Ngr. 2 Pf. Wochenlohn.

Zur Altenauer Hütte macht man durch Zusammenpochen der Bestandtheile dieselben beiden Sorten Gestübbe, wie zu Clausthaler Hütte, und benutzt ersteres als das gewöhnliche bei allen Schmelzöfen, letzteres nur zu den Stechherden der Brillenöfen, indem sich der Stein darauf besser wegreisst, als auf schwererem Gestübbe. Durch Zusammenmengen von gewöhnlichem Gestübbe mit verschiedenen Mengen Thonschiefermehl erzeugt man sich noch schwerere Gestübbe, und zwar nimmt man beim Gaarmachen von Kieskupfer zum Herd 1 Vol. ord. Gestübbe und $1^{1}/_{2}$ Vol. Thonschiefermehl, von Krätzkupfer 1 Vol. ord. Gestübbe und $1^{1}/_{4}$ Vol. Thonschiefermehl;

zum Verblasen des Schwarzkupfers und zum Abstrichsaigern 1 Vol. ord. Gestübbe und 1 Vol. Thonschiefermehl;

zu Lautenthaler Hütte setzt man das Gestübbe zusammen: beim Schlieg-, Bleistein-, Kupferkies- und Kupfersteinschmelzen aus $^2/_3$ Kohle und $^1/_3$ Lehm oder $^1/_3$ Kohle, $^1/_3$ Lehm und $^1/_3$ Koksdreck;

beim Glättefrischen und Abstrichschmelzen aus $^2/_3$ Kohle, $^1/_6$ Lehm und $^1/_6$ Thonschiefermehl;

beim Abstrichsaigern aus $^1/_4$ Kohle, $^3/_4$ Thonschiefermehl oder $^1/_2$ Thonschiefermehl und $^1/_2$ Koksdreck;

beim Kupfergaarmachen aus $^1/_3$ Kohle, $^1/_2$ Lehm und $^1/_6$ Thonschiefer.

Zur Andreasberger Hütte besteht das Gestübbe zu den Schmelzherden, zu den Herden beim Stein- und Kupferverblasen aus 2 Vol. Thonschiefermehl und 3 Vol. Kohle; zum Gaarmachen aus gleichen Theilen beider. Der Gestübbemacher erhält 2 Thlr. 10 Ngr. Wochenlohn.

Mergel. 2) Mergel, kohlensaure Kalkerde mit schwankenden Mengen von beigemengtem Thon und Sand, bildet die feuerfeste Unterlage für das im Treibeherd abzutreibende Werkblei. Schon in den Jahren 1803 und 1804 wurden Mergelherde zu Tajowa[1]) in Niederungarn mit gutem Erfolg angewandt, gelangten von da nach den übrigen österreichischen Hütten (z. B. 1806 nach Pribram) und wahrscheinlich dann nach Preussen, wo dieselben zu Tarnowitz[2]) 1813 in Anwendung standen. 1815 findet man sie in Freiberg[3]), 1828 am Communion Unterharz[4]) und 1829 auf den Oberharzer Hütten[5]).

Früher bediente man sich auf den Oberharzer Hütten statt des Mergels des Aeschers von Seifensiedern. Dieses Material hatte jedoch die Nachtheile, dass davon mehr Bleioxyd und verhältnissmässig auch mehr Silberoxyd eingesogen wurde, als man wünschte und dasselbe sehr ungleich-

1) Oester. Zeitschr. 1853, p. 404; 1854, p. 62.
2) *Karsten's* Archiv, 1 R. II, 136.
3) Freiberger Jahrb. 1832, p. 230. *Karst.* Arch. 1 R. V, 422.
4) *Kerl*, die Rammelsberger Hüttenprocesse, 1854, p. 57.
5) *Zimmermann's* Harzgeb. I, 464.

mässig in der Zusammensetzung, ja häufig durch fremdartige Zusätze verfälscht war. Die Herde von Mergel, welcher von gleichmässigerer Qualität zu erhalten ist, saugen bei ihrer grösseren Dichtigkeit weniger Blei- und Silberoxyd ein, in Folge dessen bei weiterer Zugutemachung des bleiischen Herdes weniger Verluste an diesen Metallen entstehen. Zwar braucht man bei Anwendung von Mergel mehr Brennmaterial, als bei Aescher, weil ersterer die Wärme mehr leitet, aber der dadurch entstehende Nachtheil kommt bei Berücksichtigung obiger Vorzüge nicht in Betracht.

Auf Lautenthaler Hütte sind in dieser Beziehung im Jahre 1829 vergleichende Versuche über das Treiben auf Mergel- und Aschenherden angestellt, wobei sich folgende Resultate ergeben haben.

	Verbrauchtes Herdmaterial				Vertriebene Werke	Erfolg an						Bleiische Vorschläge in Summa	Wassenverbrand	
	Asche		Merg.			Blicksilber		Glätte reiner	Glätte reicher	Herd	Abstr.			
	Tn.	Ht	T.	Ht	Ctr.	Mk.	Lt	Ctr.	Ctr.	Ctr.	Ctr.	Ct	Sch.	St.
Aschenherd	138	2	—	—	2240	498	1	1384	53	664	241	958	133	40
Mergelherd	—	—	81	2	2240	519	13	1680	39	309	240	588	151	17

Am besten eignet sich erfahrungsmässig ein Mergel zum Herdmaterial, dessen Thongehalt sich zum Kalkgehalt wie 1 : 3 verhält. Bei überwiegendem Thongehalt werden die Herde leicht rissig und zu hart, wodurch bei vermehrtem Brennmaterialaufwand das Treiben verzögert und der Abzug der Feuchtigkeit erschwert wird; bei vorherrschendem Kalkgehalt erhalten sie keinen hinreichenden Zusammenhang und geben zur rapiden Entwicklung von Gasarten Veranlassung.

Die auf den Oberharzer Silberhütten zur Anwendung kommenden Mergel finden sich in besonderen Ablagerungen des Plänerkalks und des oberen Plänermergels in der Gegend von Langelsheim[1]). Guter Treibmergel, durch Einfluss der Atmosphärilien an der Oberfläche ganz zersetzt, zerfällt nach einiger Zeit, selbst in dickeren Stücken, in kleine parallele-

1) *Kerl* und *Wimmer* in der Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1853, Nr. 15. *Kerl*, der Communion-Unterharz. Freiberg 1853, p. 172.

pipedische, scharfkantige Bruchstücke, fühlt sich etwas fettig an, klebt an der Zunge, färbt sich an der Luft oberflächlich dunkel und zeigt im Grossen muschligen, im Kleinen splittrig-rauhen Bruch. Am geeignetsten zur Anwendung von Treibmergel scheint eine oben auf dem Plateau des Kahnsteins, am sogenannten Sötze, anstehende Ablagerung zu sein. Die Straten derselben sind oft nur von geringer Ausdehnung und Mächtigkeit und liegen nicht selten als schwache Lagen zwischen härteren kalkigen und kieseligen Schichten.

Der beste Mergel, welcher zur Clausthaler Hütte früher ohne Weiteres als Herdmaterial verwandt wurde, findet sich von der oben angegebenen Beschaffenheit in den oberen Lagen des Plänermergels in Mackensen's Bruch unmittelbar unter der Oberfläche und als Versteinerungen Ananchytes ovata, Micraster coranguineum, Terebratula semiglobosa, Manon marginatum, viele Spongien etc. führend.

Dieser Mergel enthält

Kieselerde	21,22
Thonerde	6,41
Eisenoxyd	4,04
Kohlensaure Kalkerde . .	66,14
Kohlensaure Magnesia . .	2,22
	100,03

In neuerer Zeit ist der Mergel aus dem erwähnten Bruche kalkiger geworden, weshalb man ihn jetzt zur Clausthaler Hütte mit etwas Thonschiefermehl versetzt, um ein geeignetes Herdmaterial zu erhalten. Man nimmt auf 150 Himten Mergel 10 Himten Thonschiefermehl. Beide werden als Mehl schichtenweise über einander ausgebreitet und zusammengepocht. Ein blosses Vermengen giebt kein gleichartiges Material.

Der neben dem Mackensenschen Bruche liegende Melchiorsche Bruch liefert einen thonigen und kalkigen Mergel, welcher in einem passenden Verhältniss gemengt, das Treibmaterial für die Lautenthaler Hütte liefert und folgende Zusammensetzung hat:

	Kalkmergel.		Thonmergel.	
	a.	b.	a.	b.
Kieselerde	20,86	21,39	21,21	23,06
Thonerde	6,96	5,30	5,65	9,17
Eisenoxyd	2,89	3,72	3,60	3,21
Kohlensaure Kalkerde . .	69,48	68,28	66,72	62,35
Kohlensaure Magnesia . .	1,11	0,81	2,69	1,44
	101,30	99,50	99,87	99,23

a. nach Bruns. b. nach Kerl.

Man vermengt 12 Himten Kalkmergel à 76,4 Pfd. und 8 Himten Thonmergel à 69,22 Pfd. und erhält, wenn man die obigen Analysen *b* zum Grunde legt, eine Composition von der Zusammensetzung:

Kieselerde	22,24
Thonerde	6,76
Eisenoxyd	3,54
Kohlensaure Kalkerde . .	66,41
Kohlensaure Magnesia . .	1,05
	100,00,

welche wenig von der des Mackensenschen Normalmergels abweicht.

Streng fand in 4 verschiedenen Proben Mergel aus dem Melchiorschen Bruche, sowie in einer Probe Mergel aus dem alten (5) und neuen Bruche (6) bei Astfeld.

	1	2	3	4	5	6
Kohlensaure Kalkerde	68,7	60,5	67,2	54,5	63,0	69,7
„ Magnesia	0,3	0,3	0,4	0,3	0,2	0,5
Thon und Eisenoxyd	26,1	33,4	27,2	39,9	31,8	22,3
Wasser	4,2	5,3	6,1	5,7	—	—
	99,3	99,5	100,9	100,4	95,0	92,5

In dem untern Pläner liegt der Bossesche Bruch, welcher einen jüngeren kalkigen Mergel von der Zusammensetzung:

Kieselerde	14,34
Thonerde	3,44
Eisenoxyd	3,69
Kohlensaure Kalkerde . .	77,05
Kohlensaure Magnesia . .	2,12
	100,64

liefert. Diese Sorte wird zur Altenauer Hütte mit Thonschiefermehl (Analyse X, pag. 271) gemengt und zwar für Reichtreiben von 100 Ctnr. Reichwerken 1 Treiben 19 Himten Mergel mit 4 Himten Thonschiefer und für ordinaire Treiben von 200 Ctnr. Werken 24 Himten Mergel à 75,77 Pfd. mit 5 Himten Thonschiefer à 76,24 Pfd.

Nimmt man letzteres Verhältniss zum Anhalten, so ergiebt die Composition nachstehende Zusammensetzung:

Kieselerde	22,24
Thonerde	5,39
Eisenoxyd	4,88
Kohlensaure Kalkerde . .	65,65
Kohlensaure Magnesia . .	1,84
	100,00

Aus diesen Analysen geht hervor, dass die Zusammensetzung der zum Abtreiben tauglichen Mergel und ihrer Compostionen in nicht bedeutenden Grenzen schwankt.

Es kostet zur Clausthaler Hütte 1 Himten Mergel 4 Ngr. 2 Pf., zur Altenauer Hütte (gepocht) 7 Ngr. 1 Pf., ohne Rückfracht, und 3 Ngr. 6 Pf. mit Rückfracht, zur Lautenthaler Hütte mit Rückfracht 2 Ngr. 1 Pf.

Das Pochen des Mergels geschieht in den 3 stempeligen Mergelpochwerken auf den Hütten, das Feingepochte wird entweder durch einen Rätter mit Afterblechen geworfen, oder, wie zur Altenauer Hütte, durch einen Rätter mit Mittelschurblechen. Der Durchfall gelangt in eine Trommel mit feinen Messingtafelblechen und giebt Mehl und Gröbe, welche letztere wieder, sowie das vom Rätter Ausgetragene, unter die Pochstempel kommt.

Es kostet 1 Himten Mergel zu pochen zur Clausthaler Hütte 3 Pf. und zur Altenauer Hütte 4 Pf. (gepochter Mergel).

Es wog zur Lautenthaler Hütte 1 Himten grober Kalkmergel 71,5 Pfd., gepochter Kalkmergel 61,5 Pfd. und gepochter Thonmergel 68 Pfd.; zur Altenauer Hütte frischgepochter M. 72—73 Pfd. und abgelagerter M. 75—76 Pfd.

Der zum Treibherdmaterial verwandte Thonschiefer wird zur Altenauer Hütte im Mergelpochwerk, eben so

feingepocht, wie der Mergel, das Gepochte passirt einen Rätter und eine Trommel und kostet pr. Himten zu pochen 5 Pf., während der Thonschiefer für Steine und Mörtel nur 2—3 Pf. pro Himten zu pochen kostet (p. 270).

Nach Andreasberger Hütte wird Bossescher Mergel von Altenauer Hütte geliefert. 1 Himten kostet 7 Ngr. 1 Pf. Kaufgeld, wofür derselbe auch nach Altenauer Hütte geliefert wird. Das Fuhrlohn von Altenauer Hütte nach dort beträgt pro Himten ohne Rückfracht (Barnsteine aus der Andr. Fabrik) 3 Ngr., mit Rückfracht 2 Ngr. 7 Pf., 1 Himten Mergel zu pochen kostet 5 Pf.

3) Aescher oder Seifensiederasche, besteht im Wesentlichen aus Aetzkalk, enthält aber auch Kalkerde und Magnesia gebunden an Phosphorsäure, Kieselsäure und Kohlensäure. Derselbe wurde früher allgemein als Treibherdmaterial angewandt, ist aber, wie bereits bemerkt, durch den Mergel meist verdrängt, welcher wegen seiner gleichmässigen Beschaffenheit ein sichereres Arbeiten zulässt und bei seiner grössern Dichtigkeit weniger Blei- und Silberoxyd einsaugt, was ein besseres Ausbringen an Blei und Silber zur Folge hat. Aescher.

Zur Zeit wendet man Aescher noch zum Ausschlagen der eisernen Teste fürs Feinbrennen des Blicksilbers unter der Muffel in der früheren Clausthaler Münze und auch als Treibherdmaterial zur Andreasberger Hütte an, weil hier der Mergel zu theuer kommt. Man verwendet auf letzterer jetzt bedeutend mehr Mergel, als früher, weil der nöthige Aescher nicht immer zu beziehen und der Preis dafür gestiegen ist. Zu einem Treiben kommen 32 Himten Herdmasse. Man nimmt dazu die Masse vom vorhergehenden Treiben und ergänzt das Fehlende zu gleichen Theilen durch Mergel und Aescher, nimmt aber für 1 Himten Mergel 1 Himten Thonschiefer. Hat man z. B. 20 Himten alte Masse, so giebt man 6 Himten Aescher, 5 Himten Mergel und 1 Himten Thonschiefermehl zu. Die alte Masse wird an den Rand und zu unterst genommen, die frische darüber gestossen. 1 Himten Aescher aus Lauterberg und Herzberg kostet 20 Ngr. und wiegt 40 Pfund.

Buchenasche, aus welcher die kohligen Theile durch vorheriges Ausglühen zu entfernen sind, liefert das beste Herdmaterial. Ein zu Treibherden tauglicher Aescher enthält nach Jordan:

Aetzkalk und kohlens. Kalk	66—70%
Thonerde	10—11%
Eisenoxyd	2— 4%
Kieselerde	17—21%

Zweites Kapitel.

Oefen.

§. 21. Allgemeines.

Eintheilung der Oefen.

Auf den Oberharzer Hütten werden nur Hüttenprocesse auf trocknem Wege ausgeführt, und lassen sich die dabei angewandten Oefen unter die gewöhnlichen Abtheilungen der Herd-, Schacht-, Flamm- und Gefässöfen bringen.

§. 22. Herdöfen.

Auf den verschiedenen Hütten finden sich nachstehende hierher gehörige Apparate, welche entweder mit einem Gebläse versehen sind, oder nicht:

1. Herdöfen ohne Gebläse.

Rösthäuser.

a) Rösthäuser zum Rösten des Kupferkiesstuffes, der Blei- und Kupfersteine, der bleiischen Ofenbrüche u. dgl. m., mit mehr oder weniger hohen Umschliessungsmauern, luftigen Ziegeldächern und seitlich im hölzernen Fachwerk angebrachten Zugöffnungen über den Mauern versehene Gebäude, auf deren Sohle die oben genannten Producte in Stücken auf einer Unterlage von Holz in Haufen geröstet werden. Man legt die Rösthäuser gern so, dass die aus denselben aufsteigende schweflige Säure von dem herrschenden Winde den übrigen Hüttengebäuden möglichst wenig zugeführt wird. Je nach der Lebhaftigkeit des Luftzuges macht man die Umfassungsmauern höher (Alte-

nauer Hütte) oder niedriger (Clausth. H.); es brennen diejenigen Röststellen, welche dem Zuge am meisten ausgesetzt sind, zuweilen weniger gut, als die davor geschützten (Alten. H.) Da die Sohle beim Rösten sehr leidet, so muss bei deren Herstellung auf Dauerhaftigkeit besonders Rücksicht genommen werden.

Zur Clausthaler Hütte stampft man zunächst eine Sohle von Dammerde auf, setzt darauf Barnsteine mit quadratischem Querschnitt auf die hohe Kante neben einander, verschmiert die Fugen zwischen denselben mit Thonschieferbrei und bedeckt diese Barnsteinsohle mit einer etwa 1 Zoll hohen Lage von gepochten Schliegschlacken, auf welche dann das Holzbett kommt. Da man demnächst beim Verschmelzen des gerösteten Bleisteines Schliegschlacken zuschlagen muss, so schadet ein Zusammenfritten des Schlackensandes mit diesem Producte beim Rösten nicht.

Zur Lautenthaler Hütte bestehen die Röstesohlen aus gepflasterten Grauwackensteinen, auf welche meist eine 2 Z. hohe Lage Kohlenlösch und darauf das Röstehol kommt.

Zur Altenauer Hütte stehen Sohlen aus verschiedenem Material versuchsweise in Anwendung, Grauwackensteine, aufgestampftes Thonschiefermehl und Dammerde, Schlackensteine, hochkantig und flach, von resp. 10½ und 6 Z. Höhe, sowie auch Barnsteine. Letztere geben die haltbarsten, aber auch die theuersten Sohlen.

Auf Andreasberger Hütte bestehen die Röstesohlen aus Barnsteinen (Klotzsteinen) von 9″ L., 4″ Br. und 4″ Dicke, auf die hohe Kante gestellt und die Fugen mit Thonschiefermehl verschmiert.

b) Röststadeln zum Rösten der mit Kalk eingebundenen Kupferkiesschliege, seltener von Kupferkiesstuff zu Altenauer und Lautenthaler Hütte, von Schlackensteinen aufgeführt und durch Zungen in drei Felder getheilt. In der Hinterwand befinden sich 2 (Lautenth. H.) oder nur 1 Zugloch (Alten. H.), mit Essen in Verbindung. Die aus aufgestampftem Thonschiefermehl bestehende Sohle steigt nach hinten 6—8 Z. an. Röststadeln.

Taf. I, Fig. 16, Altenauer Röststadel. *a.* Umfassungsmauern, *b.* Zungen, *c.* Zugöffnung, *d.* Esse, *e.* Sohle.

Die Lautenthaler Stadel ist 17 F. lang, 18 F. 8 Z. breit und 7 F. 2. Z. hoch; Mauerstärke 1 F. 6 Z.; Länge der Zungen 7 F. 3 Z.

Die Stadeln sind mit einem leichten Dache versehen.

Saigerherd. c) Saigerherd, zum Absaigern der Bleidrecksaigerstücke und der Kupferfrischstücke.

Taf. I, Fig. 17—19, ein Altenauer Saigerherd; Fig. 17 Vorderansicht, Fig. 18 Durchschnitt nach A B, Fig. 19 Grundriss. *a.* Gusseiserne Saigerscharten, *b.* Saigerritze, *c.* Saigergasse, *d.* Saigergassensohle, aus Gusseisen bestehend, *e.* Haken zum Aufsetzen der Saigerbleche, *f.* Zugschacht, *g.* Gestübbesumpf, zur Aufnahme des Saigerbleies, *h.* Abzüge.

Darrofen. d) Darrofen zum Darren der Kiehnstöcke auf Andreasberger Hütte. Taf. I, Fig. 20 und 21. Fig. 20 Vorderansicht, Fig. 21 Vertikaldurchschnitt nach A B. *a.* Darrbalken, *b.* Darrgasse, *c.* Darrsohle von gebrannten Thonschiefersteinen, *d.* Eisen zum Auflegen von Scheitholz, *e.* Zugschacht.

2. Herdöfen mit Gebläse.

Kupfergaarherd. Kleiner Kupfergaarherd zur Altenauer, Lautenthaler und Andreasberger Hütte, zum Gaarmachen der Kies- und theilweise auch der Krätzschwarzkupfer.

Taf. I, Fig. 27—29. Altenauer Gaarherd. Fig. 27 Vorderansicht, Fig. 28 Grundriss, Fig. 29 Seitenansicht. *a.* Abzugcanal auf der Sohle, *b.* Abzüge im Barnsteingemäuer, *c.* Eisenplatte, *d.* Herd von Gestübbe (S. 279) gebildet. *e.* Formöffnung, *f.* Kühlbottich. Ueber dem Herde befinden sich Flugstaubkammern zur Auffangung des Sprühkupfers, welches beim Gaarmachen der Kieskupfer entsteht.

§. 23. Schachtöfen.

A. Eintheilung der Schachtöfen.

Eintheilung. Die Schachtöfen lassen sich classificiren:

Hohöfen, Halbhohöfen, Krummöfen. 1) nach ihrer Höhe, und ist dabei die Eintheilung in Hohöfen von 14–50 Fuss Höhe, Halbhohöfen von 7—14 Fuss und Krummöfen von 4—6 Fuss Höhe üblich.

Auf die zu wählende Höhe der Oefen ist von Einfluss:

a) die Schmelzbarkeit der Beschickung. Hohe Oefen geben unter gleichen Umständen eine höhere Tem-

peratur, als niedrigere, indem in ersteren die im Schmelzraum vor der Form erzeugte Hitze durch die aufsteigenden Gase vollständiger an die Schmelzmaterialien abgegeben wird und diese dadurch besser vorbereitet vor die Form gelangen.

Desshalb sind bei strengflüssiger Beschickung höhere Oefen erforderlich, als für eine leichtflüssigere. Wendet man für letztere zu hohe Oefen an, so können sich bei der höhern Temperatur und bei der längeren Berührung mit Kohlenoxydgas Oxyde reduciren, welche verschlackt werden sollen. Das reducirte Metall verunreinigt dann entweder das auszubringende Product (z. B. Antimon und Kupfer bei der Bleisteinarbeit das Werkblei, Antimon und Eisen bei den Kupferarbeiten den Kupferstein oder das Schwarzkupfer), oder dasselbe verflüchtigt sich und giebt zur Bildung von den Ofengang störenden Ofenbrüchen im obern Theile des Schachtes Veranlassung (Zink, Antimon), oder bildet Ansätze (Sauen, Bühnen) auf der Herdsohle (Eisen bei der Bleistein- und Kupferarbeit). Aus diesem Grunde verschmilzt man die mit strengflüssigen Erden gemengten Bleiglanzschliege in höheren Oefen, die an Eisenoxyd reichen Beschickungen bei den Bleisteindurchstechen und bei den meisten Kupferarbeiten in niedrigeren Oefen. Wegen des früheren bedeutenden Zinkblendegehaltes der Lautenthaler Bleiglanzschliege verschmolz man dieselben in niedrigeren Oefen, als auf den übrigen Hütten, um die Bildung von zinkischen Ofenbrüchen möglichst zu verringern. Zur Zeit ist die Blende bei der Aufbereitung mehr beseitigt und in Folge dessen hat man die Lautenthaler Oefen erhöht.

b) Die Beschaffenheit des Brennmaterials. Da Koks aus früher erörterten Gründen (p. 249) eine höhere Temperatur geben, als Holzkohlen, so bedarf man bei Anwendung der ersteren weniger hoher Oefen.

c) Die Flüchtigkeit des auszubringenden Metalles. Je niedriger ein Ofen ist, mit um so höherer Temperatur entweichen die im Schmelzraum entwickelten Gase an der Gicht, verbrennen daselbst und veranlassen das Flammen der Gicht. Eine solche helle Gicht deutet auf eine hohe Temperatur im Ofen, bei welcher eine leb-

hafte Verdampfung von flüchtigen Substanzen, z. B. Blei, stattfindet, welche mit einem Höherwerden des Ofens abnimmt. Die neuerdings zur Lautenthaler und Clausthaler Hütte vorgenommene Erhöhung der Glättefrischöfen hat für das Bleiausbringen den günstigsten Erfolg gehabt. Der Erhöhung des Kupferfrischofens tritt der Umstand entgegen, dass damit das gleichmässige Zusammenschmelzen des Kupfers und Bleies weniger gut durch die Form beobachtet werden kann. Bei höhern Oefen findet die Ausnutzung des Brennmaterials vollständiger statt und man hat z. B. zur Lautenthaler Hütte seit der Erhöhung der Oefen bedeutende Ersparungen daran gemacht.

Der Wärmeverlust findet einmal durch das Entweichen noch brennbarer Gase, namentlich Kohlenoxydgas, dann dadurch statt, dass sowohl brennbare, als bereits verbrannte Gase die im Schmelzraum entwickelte und daselbst aufgenommene Wärme theilweise mit fortnehmen. Angestellten Berechnungen zufolge kann dieser Verlust bei Schachtöfen $^1/_2$—$^3/_4$ des angewandten Brennmaterials betragen. Durch Ausnutzung der Gichtflamme lässt sich dieser Verlust bei Eisenhohöfen vermindern, was aber bei der ungleichmässigen Zusammensetzung der meist mit dampfförmigen Stoffen geschwängerten Gichtflamme aus Blei- und Kupferschmelzöfen nur selten möglich ist.

Auf den Oberharzer Silberhütten gehören zu den Hohöfen die Schliegöfen und die Glättefrischöfen zur Lautenthaler und Clausthaler Hütte; zu den Halbhohöfen die Bleisteinöfen auf Altenauer, Lautenthaler und theilweise auf Clausthaler Hütte, die Brillenöfen zu Altenauer und Lautenthaler Hütte; zu den Krummöfen die Bleisteinöfen zu Clausthaler Hütte (theilweise) und Andreasberger Hütte, die Glättefrischöfen zu Altenauer und Andreasberger Hütte und die Kupferfrischöfen zu Altenauer, Lautenthaler und Andreasberger Hütte.

Sumpf-, Spur- und Tiegelöfen.

2) Nach ihrem Zumachen in Sumpf-, Spur- und Tiegelöfen. Man versteht unter dem Zumachen eines Ofens die Herstellung der Schmelzsohle aus feuerfesten losen Massen (Gestübbe) und das Einsetzen der Vorwand. Selten findet das Schmelzen direct auf dem Sohlstein statt (Clausthaler Versuchsrastofen).

Man kann der Gestübbesohle eine solche Form geben, dass sich die vor der Form niedergeschmolzenen Massen entweder ganz innerhalb (Tiegelöfen) oder ganz ausserhalb (Spuröfen) oder gleichzeitig innerhalb und ausserhalb des Ofens (Sumpföfen) ansammeln.

a) Bei Tiegelöfen bildet die Gestübbesohle eine kesselförmige Vertiefung innerhalb des Ofens, aus deren tiefstem Puncte die geschmolzenen Massen durch einen Canal (Stich) abgelassen, werden. Die Vorwand ist entweder ganz geschlossen, oder durch ein Auge in derselben oberhalb des Tiegels tritt die Schlacke aus. Bei dieser Einrichtung findet eine gute Ausnutzung der Wärme und eine kräftige Reduction statt, indem die heissen, theilweise reducirenden Gase in der Schmelzsäule, ohne Verlust durch die Brust, ganz emporsteigen. Da derartig eingerichtete Oefen die Ausräumung der im Herde gebildeten Ansätze nicht gestatten, eine Bildung derselben aber bei Blei- und Kupferhüttenprocessen nicht zu vermeiden ist, so wendet man sie für dieselben nur selten an und sucht dann z. B. durch einen starken Zusatz von Eisenfrischschlacken (Stolberg, Belgien) die Beschickung sehr leichtflüssig zu machen. Man kann dann aber immer nur verhältnissmässig kurze Schmelzcampagnen ausführen. Tiegelöfen.

Auf den Freiberger Hütten sind Versuche gemacht, die Bleiarbeit in einem solchen Ofen mit geschlossener Brust und mit einem Auge zu betreiben. Obgleich die Hitze stieg, ein rascheres Schmelzen eintrat, der Kohlenverbrauch sank und weniger Geschur entstand, so musste man doch die Versuche aufgeben, weil die Bühnen nicht ausgeräumt werden konnten.

Auf den Oberharzer Hütten sind derartige Oefen nicht in Anwendung.

b) Die Spuröfen haben eine von der Form nach der Vorwand zu geneigte Gestübbesohle, auf welcher die vor der Form geschmolzenen Massen durch ein oder zwei Augen (Brillenofen) in der Vorwand aus dem Ofen in vor demselben befindliche Tiegel fliessen. Das oder die Augen liegen entweder über dem Tiegel, so dass die geschmolzenen Massen von oben in denselben hineinfliessen Spuröfen.

(Kupferfrischofen, Brillenofen), oder dieselben treten durch einen aus dem Innern des Ofens in den Vortiegel mündenden Canal von unten in denselben (Glättfrischöfen auf einigen Hütten). Man nennt Oefen der ersten Art Spuröfen mit offenem Auge, letztere Spuröfen mit verdecktem Auge. Die letztere Zustellung kann man auch als Sumpfofenzustellung ansehen, wobei die Brust halbgeschlossen ist.

Man wendet diese Ofeneinrichtung hauptsächlich da an, wo es darauf ankommt, die geschmolzenen Massen wegen ihrer Flüchtigkeit und Oxydirbarkeit möglichst rasch dem Einfluss der Gebläseluft zu entziehen, wie beim Oberharzer Kupfer- und Glättefrischen. Bei Spuröfen mit verdecktem Auge (Glättfrischöfen) ist die geschmolzene Masse auch gegen die Einwirkung der atmosphärischen Luft beim Austreten aus dem Ofen geschützt und bei der theilweise nach oben geschlossenen Brust wird ein Durchblasen beim Aufstechen vermieden.

Zum Verschmelzen der Bleierze sind diese Oefen weniger im Gebrauche, weil man die in dem Herd sich bildenden Ansätze nicht gehörig ausräumen kann und die Separation von Blei, Stein und Schlacken in dem Vortiegel ausserhalb des Ofens weniger scharf vor sich geht, da diese Producte hier der Abkühlung mehr ausgesetzt sind, als im innern Ofenraum der Sumpf- und Tiegelöfen.

Dagegen wendet man Spuröfen mit zwei Augen (Brillenöfen) öfters zum Schmelzen von Kupfererzen und Kupfersteinen an (Altenauer und Lautenthaler Hütte), wo dieselben gegen Sumpföfen gewisse Vortheile darbieten, ohne die oben berührten Nachtheile ganz zu verlieren. Dieselben gestatten ein rasches Schmelzen und eine kräftigere Reduction als die Sumpföfen und geben in Folge dessen früher Kupfer, weil in ihnen die Hitze und die reducirenden Gase mehr zusammengehalten werden. In ökonomischer Beziehung gestatten sie bei dem Mangel eines eigentlichen Vorherdes die Ersparung des zu dem Sumpfofenvorherd erforderlichen Gestübbes und der Kohlen zum Abwärmen desselben. Die Arbeit ist vor den Brillenöfen bequemer, als vor den Sumpföfen, auch machen erstere längere Campagnen,

welche zu einer Brennmaterialersparung führen. Während dieselben bei Sumpföfen früher nur höchstens 72 Stunden dauerten, kommen sie jetzt in Brillenöfen auf 24 Tage.

Sumpföfen.

c) Bei den Sumpföfen befindet sich der Sammelraum, Sumpf, für die geschmolzenen Massen sowohl innerhalb, als ausserhalb des Ofens, indem zwischen dem innern und äussern Reservoir ein communicirender Canal (Spur) bleibt. Letzteres befindet sich in einem vor dem Ofen angebrachten Vorherd in Gestübbe, welches durch Eisenplatten zusammengehalten wird. Vom tiefsten Puncte des Vorherdtiegels lässt man die geschmolzenen Massen durch einen Stichcanal auf der einen oder auf beiden Seiten des Vorherdes in aus Gestübbe geschlagene Stechherde zur weitern Separation ab, während die Schlacken oben aus dem Vorherdtiegel über eine geneigte, aus Gestübbe geschlagene Schlackentrifft abfliessen.

Derartige Oefen sind bei den Bleischmelzprocessen am meisten in Anwendung, weil sie ein Ausräumen der Ansätze aus dem Herde durch die Spur zulassen und dadurch längere Ofencampagnen gestatten. Hinsichtlich des Brennmaterialaufwandes stehen sie den andern Oefen nach, indem bei der offenen Brust mehr Wärme durch dieselbe entweicht, auch eine grössere Bleiverflüchtigung durch dieselbe stattfindet.

Die Schlieg- und Steinöfen sämmtlicher Oberharzer Hütten, sowie der Glättfrischofen auf Clausthaler Hütte sind auf diese Weise zugemacht.

Ein- und mehrförmige Oefen.

3) Nach der Anzahl der Formen. Man hat auf den Oberharzer Hütten jetzt nur einförmige Oefen. Bis vor einigen Jahren gab es auch zweiförmige Schliegöfen, von denen man anfangs eine grössere Production bei gleichzeitiger Brennmaterialersparung gegen die einförmigen zu erhalten hoffte. Die Erfahrung hat ergeben, dass zwar eine etwas grössere Production erfolgt, aber keine Brennmaterialersparung eintritt und die Arbeit wegen der richtigen Führung zweier Nasen schwieriger ist, so dass nur geübtere Arbeiter einen zweiförmigen Ofen bedienen können. Der Bleisteinfall ist bei zweiförmigen Oefen grösser, als bei einförmigen.

Früher hat man einen mehrförmigen Ofen, jedoch ohne günstigen Erfolg, beim Schliegschmelzen versucht[1]).

Schlieg-öfen, Stein-öfen etc.

4) Nach den Erzen oder Producten, welche in den Oefen verschmolzen werden, als: Schliegofen, Steinofen, Glättefrischofen, Kupferofen, Kupfertrischofen u. dergl. m.

B. Ofenbau.

Ofentheile.

Jeder Schachtofen ist von vier gemauerten Wänden eingeschlossen, der Vorder- oder Stirnwand, der Hinterwand (Formwand, Brandmauer) und den beiden Seitenwänden (Ulmen, Wangen). Nach unten ist der Ofen durch den Sohlstein begrenzt, welcher zum Schutz gegen die Schmelzmassen mit feuerfesten losen Stoffen (p. 278) überkleidet wird. Das Ofengemäuer zerfällt in zwei Theile, einen innern, aus mehr feuerfestem Material dargestellten (Kernschacht, Futter) und einen äussern, weniger feuerfesten (Rauhgemäuer, Mantel). Durch Canäle im Rauhgemäuer kann die Feuchtigkeit entweichen und durch passende Verankerung giebt man dem Gemäuer mehr Festigkeit. Die Mündung des Ofens nennt man Gicht oder Aufgebeöffnung, den weitesten Theil des Schachtes Kohlensack oder Bauch und den Ofenraum unter der Form Herd. Der Vorherd wird durch einen aus Eisenplatten (Herdblechen, Blechen) bestehenden Kasten gebildet.

Das Messen der Höhendimensionen der Schachtöfen geschieht gewöhnlich von der obern Kante des Herdbleches, als unverrückbarer Linie, aus, weil das Niveau des Sohlsteins sich durch Wegschmelzen ändern kann.

Verfahren beim Ofenbau.

Beim Aufbau eines Schachtofens, z. B. eines Oberharzer Schliegofens, verfährt man in nachfolgender Weise: man füllt zunächst an der betreffenden Stelle bis auf den festen Grund weg, führt auf demselben die Grundmauer von Grauwackensteinen mit Gypsmörtel auf, und zwar da, wo-

---

1) *v. Reden*, im Bergmännischen Journal, 8 Stück. 1790, p. 97. — — *Villefosse* Mineralreichthum, deutsch von *Hartmann*, 1823, Bd. III, S. 338.

hin das Rauhgemäuer kommen soll, bis zur Hüttensohle; im Raum für den Kernschacht bleibt das Fundament 2 F. 4 Z. unter der Hüttensohle. Sodann erbaut man das Rauhgemäuer aus Grauwacken- oder Schlackensteinen (auch wohl zu Altenauer Hütte theilweise aus Sudmerberger Steinen) auf etwa 16 Fuss Höhe bis zum Beschickungsboden und gleichzeitig damit den Rauchmantel an der Vorderseite des Ofens, durch welchen, sowie durch das Rauhgemäuer, Anker gelegt werden. Im Rauhgemäuer bleiben in gewissen Zwischenräumen Kreuzabzüge zur Ableitung der Feuchtigkeit nach beiden Seiten und nach hinten. Auf dem Rauhgemäuer werden dann die Flugstaubkammern von Barnsteinen oder Schlackensteinen errichtet.

In dem Raume, welcher im Fundament 2 F. 4 Z. tief für den Kernschacht gelassen worden, wird hierauf eine Barnsteinsohle mit Kreuzabzügen von 6 Z. Q. hergerichtet, darauf eine 2 Z. dicke Lehmsohle mit 8—10 Zoll Neigung nach vorn auf 6 F. Länge aufgestampft und auf diese nach vorherigem Abwärmen der Sohlstein von 6 F. Breite, 7 F. Länge und 21—24 Z. Stärke mit der Neigung der Lehmsohle gelegt. Der Zwischenraum zwischen dem Sohlstein und dem Rauhgemäuer von etwa 1½ Zoll wird mit Lehm vergossen. Vor dem Sohlstein auf die aus dem Ofen verlängerte Lehmsohle legt man einen Sandstein (Herdstein) von 4 F. Länge, 4 F. Breite und 2 F. Dicke mit 6 Z. Ansteigen, so dass die obern Kanten von dem Sohlstein und diesem Sandstein in gleichem Niveau sind. Um diesen Vorherdstein werden die den Vorherd bildenden Bleche von gewöhnlich 18 Z. Höhe über der Hüttensohle gesetzt und mit Seitenschrauben verbunden.

Zur Clausthaler Hütte führt man an den beiden Wangen und an der Hinterseite den Kernschacht mit auf den Sohlstein aufgesetzten Sandsteinen bis auf 6 Fuss über dem Blech auf und von da mit Barnsteinen bis zur Aufgebeöffnung. Von der Blechhöhe ab hat man auch wohl vor die Sandsteine 6zöllige Kokssteine auf 6 F. Höhe gesetzt, welche unten auf einem Vorsprung der Sandsteine ruhen. Ueber die Kokssteine kommen Barnsteine bis zur Aufgebeöffnung. Den Zwischenraum zwischen den beiden

Barnsteinmauern im obern Schachttheil füllt man mit Barnstein- und Thonschieferbrocken. Nach oben erweitert sich die Barnsteinmauer an der Gicht trichterförmig.

Zur Altenauer Hütte stellt man den Kernschacht bis 1½ Fuss über der Form aus Sandstein her, dann folgen lufttrockne Thonschiefersteine bis auf etwa 3 Fuss unter der Gicht, und zuletzt kommen Barnsteine, welche von der herabgleitenden Beschickung weniger zerstört werden, als es Thonschiefersteine würden. Kokssteine wendet man nur zur Ausbesserung des Kernschachtes an.

Auf Lautenthaler Hütte besteht das Gestell wohl aus Schlackensteinen und der obere Theil des Kernschachtes aus Barnsteinen.

Die Brandmauer enthält das Formgewölbe und in Gestalt eines durchgeschnittenen abgestumpften Kegels die Formöffnung, zur Aufnahme der gusseisernen Form mit halbkreisförmigem Rüssel und Bauch, im Mittel der hintern Ofenbreite. Die Form ist 15" lang, am Bauche 10" weit und 6¾" hoch, am Rüssel unten 3¼" weit und die runde Oeffnung von 2½" Durchmesser. Von wesentlichem Einfluss auf den Schmelzgang ist die Lage der Form (ob horizontal, ansteigend oder stechend, ob mit der Hinterwand egal oder in den Ofen hineinragend) und ihre Höhe über dem Sohlstein.

Liegt dieselbe zu hoch, dann tritt die Beschickung bei beschleunigtem Schmelzgang weniger vorbereitet und mit zu niedriger Temperatur in den Schmelzraum und es geht roh; die Gicht flammt leicht und im Herde selbst kann die Temperatur nicht hoch genug sein, um die geschmolzenen Massen in der erforderlichen Hitze zu erhalten. Man kann diesen Uebelständen dadurch begegnen, dass man der Form etwas Stechen giebt.

Bei zu tiefer Formlage verlangsamt sich das Schmelzen, indem sich die Schmelzhitze zu wenig nach oben verbreitet. Man giebt in solchem Falle der Form etwas Ansteigen.

Bei strengflüssigen Beschickungen legt man die Form wohl etwas tiefer, z. B. bei den Schliegöfen zu Andreas-

berger Hütte liegt aus diesem Grunde die Form 2 Z. tiefer als auf den andern Oberharzer Hütten.

Eine zu sehr stechende und zu stark ansteigende Form führen ähnliche Uebelstände herbei, wie eine zu hohe und zu niedrige Formlage. In ersterem Falle kann auch der Windstrom auf die im Herde befindlichen geschmolzenen Massen zersetzend oder oxydirend einwirken. Sind die geschmolzenen Massen bei basischer Beschickung geneigt, in der Spur zu erstarren, so wirkt ein geringes Stechen der Form dagegen ein.

Dadurch, dass man die Form mehr oder weniger in den Ofen hineinragen lässt, hat man es in der Gewalt, den Windstrahl vor seiner Vertheilung mehr in die Gegend zu führen, welche die Beschickung passirt. (Hat die Form ein Obermaul, d. h. ragt ihr oberer Theil um ein oder mehrere Linien über den untern hervor, so bläst der Wind weniger nach oben und es wird an Brennmaterial gespart).

Bei den Oberharzer Schlieg-, Glättfrisch- und Steinöfen liegt die Form horizontal (früher hatte sie $^1/_2$—$^3/_4$ Z. Fall) und mit der Hinterwand egal, bei den Brillenöfen horizontal, beim Kupferfrischofen etwas ansteigend.

Bei zu engen Formen prallt der Wind aus der Düse leicht zurück, das Brennmaterial verbrennt bei der verhältnissmässig zu starken Pressung vor der Form zu weit in die Höhe hinauf, der Brennmaterialaufgang steigt, die Production kann fallen und der Schmelzgang sich ändern.

Bei zu weiten Formen lässt sich die Nase schlechter halten, sie schmilzt leichter ab und bei dadurch entstandener zu geringer Pressung der Gebläseluft findet eine mit Brennmaterialverlust verbundene Verbrennung nach oben statt.

Die Form dient zur Aufnahme des Endes der Windleitung, der Düse. Beide sind deshalb getrennt und die Düse wird nicht direct in den Ofen geleitet, weil man den Schmelzgang durch die Windeinströmungsöffnung beobachten und zuweilen durch Veränderung der Düsenlage dem Wind schnell eine andere Richtung geben muss. Auch muss die Form öfters gereinigt, reparirt oder erneuert werden.

Man braucht nur einfache Formen. Bei andern Bleihüttenprocessen, z. B. zu Poullaouen, leisten Wasserformen gute Dienste.

Die Brandmauer erhält gewöhnlich eine geringe Böschung, damit die Beschickung gleichmässiger vor der Form niedergeht. Giebt man der ganzen Brandmauer oder nur dem obern Theil derselben zu viel Neigung, dann bleibt der Satz leicht hängen und fällt, indem die Kohlen vorgehen, nach der Vorwand zu. Beim Glättfrischofen steht die Hinterwand lothrecht; bei einer Böschung würde die Glätte vor der Nase niedergehen, diese wegschmelzen und weniger vollständig reducirt werden. Dadurch, dass man die Glätte um die Kohlen herumsetzt und die Brandmauer lothrecht macht, wird diesen Uebelständen am besten begegnet.

Damit sich vor der Form die Nase (siehe später) leichter ansetzen kann, giebt man entweder demnächst einen Anschlag von Gestübbe unterhalb der Form, oder man bildet, wenn die natürliche Nase wegen Dünnflüssigkeit der Schlacke oder Mangels daran nicht zu halten ist, eine künstliche Nase, indem man im Innern des Ofens unten vor die Brandmauer eine etwa 8 Z. dicke Mauer setzt, welche eine mit der Formöffnung correspondirende Oeffnung hat und sich etwas über der Form verflächt. Sowohl den Gestübbenschlag als auch diese Mauer nennt man wohl Nasenstuhl.

Während die Brandmauer und die beiden Ulmen gleich in ihrer ganzen Höhe aufgeführt werden, reicht die Vorder- oder Stirnwand von der Gicht herab nur bis zu einem Gewölbbogen, so dass ein Theil der vordern Ofenwand offen bleibt, welcher demnächst, nachdem die Ofensohle geschlagen worden, durch die Vorwand oder Brustwand geschlossen wird. Beim Ausblasen des Ofens wird diese Wand zuletzt eingeschlagen, um zu den flüssigen Massen im Herd zu gelangen. Der zwischen der Gestübbesohle und der untern Kante der Vorwand befindliche Theil heisst die Brust. Dieselbe ist entweder durch einen Vorsetz- oder Bruststein geschlossen und die geschmolzenen Massen treten durch ein oder zwei Augen in derselben aus (Kupferfrischofen, Brillenofen) oder der Bruststein tritt, wie

bei den Sumpföfen, mehr oder weniger tief in das Gestübbe über der Spur, so dass durch diese unter der Vorwand durch die geschmolzenen Massen in den Vorherd gelangen. Je tiefer die Vorwand im Gestübbe steht, um so weniger Blei- und Wärmeverlust durch die Spur findet statt. Wenn viel flüchtige Substanzen, wie Zink, Antimon, Arsen etc. in der Beschickung vorhanden sind und es zur Verminderung der Ofenbruchbildung in den oberen Ofentheilen wünschenswerth ist, einen Theil dieser flüchtigen Substanzen durch die Brust zu entfernen, so darf die Vorwand weniger tief im Gestübbe liegen (Andreasberger Hütte). Auch bei sehr basischer Beschickung, wenn sich viel Ansätze im Herde bilden, muss die Spur zum Ausräumen derselben geräumig sein (früher zu Lautenthaler Hütte).

Was die innere Gestalt der Schmelzöfen betrifft, so ist für dieselbe meist die Form ausgebrannter Schächte maassgebend gewesen, an welcher man auf den einzelnen Hütten wieder verschiedene Modificationen gemacht hat. Im Niveau der Form stellt der Querschnitt im Allgemeinen ein Trapez dar, entweder mit geraden oder ausgeschweiften Seiten. Innere Gestalt.

Nach Vogl[1]) soll es für Bleiöfen nur eine Construction geben, welche je nach Lokal- und Manipulationsverhältnissen nur geringen Veränderungen unterworfen ist. Als wesentliche Momente, welche bei einer zweckmässigen Gattirung und Beschickung und richtigen Leitung des Schmelzprocesses ein möglichst grosses Ausbringen des zur Verflüchtigung und Verschlackung sehr geneigten Bleies bedingen, bezeichnet derselbe: Vogl's Ofenconstruction.

a) eine grosse Tiefe des Ofens, damit die Schmelzproducte Gelegenheit haben, auf einem möglichst langen Wege von der Form bis zur Spur sich von der Schlacke zu trennen. Bilden sich leicht Ansätze im Herde, so muss man den Ofen weniger tief machen, dann aber auch dem oberen Theile eine geringere Tiefe geben;

b) eine grosse Breite an der Brandmauer;

c) eine grosse Höhe des Ofens;

---

1) Berg- u. Hüttenm.-Ztg. 1855, p. 1.

d) einen möglichst stark markirten Unterschied zwischen dem engeren Ofenschacht und dem weiteren Schmelzraum. Dabei muss sich ersterer über letzterem jäh verengen, damit sich die Hitze im Schmelzraum concentrirt und der obere Theil des Ofens behuf Condensation der Bleidämpfe kühl gehalten wird. Sind letztere einmal im Zuge, so kann man sie durch keine noch so hohe Ofensäule und durch keine noch so niedrige Temperatur mehr aufhalten;

e) eine geringe Pressung und Quantität des Windes, welche je nach der Beschaffenheit der Beschickung variirt.

Bei Erfüllung dieser Bedingungen sollen die Gichtgase sehr kühl entweichen und die Gicht kommt nicht zum Flammen.

Bei den Oefen mit regelmässig prismatischem Querschnitt verbrennen nach Vogl die Kohlen an der Vorwand vergeblich und die Erzschichten drängen sich leicht nach vorn, wodurch eine reichere Schlacke entsteht und die Hitze sich bis zur Gicht hinauf verbreitet. Bei den nach oben sich verengenden Oefen mit unregelmässiger Gestalt zeigt sich das Bestreben nach einer Ersparung an Brennmaterial, nach Verminderung des Bleiabganges oder nach Erhöhung der Production. Naturwidrig ist der gewöhnlich immer noch vorwaltende trapezoidale Querschnitt an der Form mit den spitzen Winkeln an den Futtern; desgleichen haben sich ganz runde und elliptische Oefen nicht bewährt, wohl aber die kreisbogenförmige Ausschweifung an der Hinterwand. Die Harzer Schliegöfen entsprechen den obigen Grundsätzen in mehrfacher Hinsicht, sind ziemlich tief und hoch und verengen sich nach der Gicht zu. Bei dem engen Querschnitt an der Form und der grossen Windmenge entsteht aber eine sehr hohe Temperatur, welche sich nach oben weit hinauf verbreitet und den Bleiverlust vergrössert. Bei einer bedeutenden Windpressung und bei der Schliegform des Erzes entsteht viel Flugstaub.

Die Ausstellungen, welche Vogl an der Construction der Harzer Schliegöfen macht, sind nur theilweise gegründet. Die Anwesenheit von strengflüssigen Erden, namentlich von viel Quarz in den Erzen, erfordert zum Schmelzen der Beschickung eine hohe Temperatur, welche auch zur mög-

lichst vollständigen Zerlegung des Bleiglanzes aus später zu erörternden Gründen nöthig ist. Damit steht die Anwendung eines stärker gepressten Windes in Verbindung. Trotz desselben bleibt bei regelmässigem Aufgeben der Beschickung die Gicht doch dunkel, wonach bei der Voglschen Ofenconstruction hauptsächlich mit getrachtet wird. Ob es vortheilhaft sein wird, den Querschnitt an der Form zu erweitern, ist bei der Strengflüssigkeit der Beschickung a priori nicht voraus zu bestimmen und kann nur durch Versuche ausgemittelt werden. Die ausgeblasenen Oefen zeigen sich aber in dieser Gegend nicht übermässig ausgefressen. Die Tiefe der Oefen hat ihre Grenzen; sind sie zu kurz, so wächst der Bleiverbrand durch zu hohe Temperatur und schädliche Einwirkung der Gebläseluft; verlängert man den Ofen zu sehr, so setzt sichs hinter der Vorwand an, das Brennmaterial verbrennt an derselben unvollständig und der dorthin geblasene Erzstaub wird von den Schlacken mechanisch eingehüllt.

Den Vogl'schen Grundsätzen zuwider — nach welchen der weite Schmelzraum sich jäh verengen soll — hat man durch Erweiterung der Schliegöfen bei 5—6 F. Höhe von 2 F. 6 Z. und 3 F. auf 3 F. 6 Z. auf die Verlängerung der Ofencampagnen von 6 auf 13 Wochen und damit auf die Verminderung des Bleiverlustes günstig eingewirkt. Es setzen sich in der bezeichneten Gegend die meisten Ofenbrüche an; bei der Erweiterung der Oefen werden dieselben dadurch nicht so rasch verengt, als früher und sie gehen länger.

Die Schliegform der Erze bleibt ein Uebelstand, den man aber durch Einbinden der Schliege mit Kalk oder durch Verschmelzen der weniger aufbereiteten Erze in Stücken beseitigen könnte. Das erstere Verfahren ist kostspielig und es fehlt an Räumlichkeit zum Trocknen der eingebundenen Massen; letzteres erfordert, angestellten Versuchen zufolge, zu viel Brennmaterial. Man begnügt sich vorläufig damit, den Rauch aus den Flugstaubkammern vor dem Verschmelzen mit Kalk einzubinden.

In den Flugstaubkammern setzt sich ein grosser Theil des mit dem Luftzuge mechanisch fortgerissenen Erz-

und Brennmaterialstaubes mit einem geringern Theil condensirter Bleidämpfe ab. Sind auch unterirdische horizontale, mit einer Esse in Verbindung stehende Canäle von besserer Wirkung, als über den Oefen befindliche Flugstaubkammern, weil in ersteren die Abkühlung der darin sich langsam fortbewegenden Gase und Dämpfe vollständiger erfolgt, so ist man doch bei den Flugstaubkammern als den billigern Vorrichtungen stehen geblieben. Die meist vereinzelte Lage der Oefen setzt der Herstellung eines der in neuerer Zeit mehrfach vorgeschlagenen und auch auf andern Werken ausgeführten Condensatoren zur Verdichtung der Bleidämpfe wesentliche Hindernisse entgegen.

Dass durch die Flugstaubkammern die Bildung des Flugstaubes befördert werden sollte, wie man anderwärts beobachtet haben will, hat sich hier nicht herausgestellt. Die Kammern sind da entbehrlicher, wo man ärmere Erze bei geringer Windpressung verschmilzt.[1])

C. Dimensionen der verschiedenen Schachtöfen.

1) Sumpföfen.

Schliegöfen.

a) Schliegöfen. Dieselben sind jetzt nur noch einförmig (p. 293). Zu Clausthaler und Altenauer Hütte sind dieselben in neuerer Zeit bei 5—6 Fuss Höhe von resp. 2 F. 6 Z. und 3 F. auf 3 F. 6 Z. erweitert worden, was auf die Dauer der Campagnen wegen weniger störender Ofenbruchbildung einen günstigen Einfluss gehabt hat (p.301). Auch hat man zur Clausthaler Hütte der Hinterwand 3 Z. weniger Böschung gegeben, damit die Beschickung gleichmässiger vor der Form vorbeigehe.

Durch Beseitigung des trichterförmigen Aufgeberaumes ist vermieden worden, dass beim Aufgeben auf dem Rande des Trichters Kohlen liegen bleiben. Die Seitenwände hat man gerade in die Höhe gemauert.

Die Erweiterung der Oefen zur Altenauer Hütte von 3 F. auf 3 F. 6 Z., wodurch auch die Tiefe des Ofens um 6 Z. grösser geworden, ist hauptsächlich durch das neu ein-

1) Freiberger Jahrb. 1838. S. 50.

gebaute Cylindergebläse veranlasst, welches den Luftstrom weiter nach vorn treibt, als die früheren Spitzbälge, und deshalb eine Ansatzbildung hinter der Vorwand nicht zu befürchten ist. Man schmilzt bei dem grösseren Fassungsraum des Ofens mehr weg und die Campagnen dauern länger.

Die früheren engen Clausthaler Oefen von 2 F. 6 Z. Weite gaben nur kurze Schmelzcampagnen; nachdem dieselben den erweiterten Altenauer Oefen nachgebildet worden, so ist man auch zu längeren Campagnen gelangt.

Eine wesentliche Umgestaltung haben die Schliegöfen zur Lautenthaler Hütte erfahren. Bei der früher verschmolzenen sehr blendigen Beschickung hatten die Oefen, um die Bildung der zinkischen Ofenbrüche zu beschränken und deren schädlichen Einfluss auf den Ofengang zu vermindern, eine grössere Weite und eine geringere Höhe als auf den übrigen Oberharzer Hütten.

Die niedrigen Oefen gestatteten ein theilweises Entweichen der Zinkdämpfe aus der Gicht und bei der darin herrschenden niedrigeren Temperatur wurde weniger Zinkblende durch das Eisen zersetzt, sondern dieselbe grösstentheils als solche in die Schlacke geführt. Es trat aber ein öfteres Flammen des Ofens ein, welches zwar durch Wassergiessen sich beseitigen liess, aber in Folge dessen der Ansatz der Ofenbrüche befördert und zur Vermehrung des Brennmaterialaufwandes Veranlassung gegeben wurde.

Seitdem man in den Aufbereitungswerkstätten darauf Bedacht nimmt, die verkäuflich gewordene Zinkblende (p. 19) möglichst vom Bleiglanz abzuscheiden, sind die Schliege den auf den anderen Hütten verschmolzenen, obgleich immer noch blendiger, ähnlich geworden und es haben sich in Folge dessen die Oefen von 14 F. auf 23 F. Höhe und auf 5 Fuss Weite in dem 4 Fuss über der Form gelegenen Kohlensack vergrössern lassen. Dadurch sind grosse Vortheile erreicht; der Verbrauch an Kohlen pro Rost ist von 24 Maass auf 20 Maass gesunken, die Ofencampagnen haben sich von 3 auf 5 Wochen verlängert, weil sich wegen des nicht nöthigen Wassergiessens weniger Ofenbrüche ansetzen. Das Ausbringen an Blei ist um 1—2% gestiegen und der Flugstaub hat sich von 14% auf 10—11% vermindert. Früher

hatte man jährlich 200 Röste, jetzt nur 120 Röste Rauch. Die Schlacken sind saigerer geworden und mehr geeignet für die Schlackensteinfabrikation u. dgl. m.

Auf Andreasberger Hütte sind wesentliche Veränderungen an den Schliegöfen nicht vorgenommen.

Die derzeitigen Dimensionen der Schliegöfen sind folgende:

	Clausth. H.	Alten. H.	Lautenth. H.	Andrb. H.
Ganze Höhe	19—20′	22′	23′4″	23′
Formhöhe über dem Bleche	1′4″	1′4″	1′4″	1′2″
„ „ „ Sohlstein	3′3″ am tiefst. Punct.	—	3′1″	3′
Höhe des Blechs über der Hüttensohle	1′9″	1′9″	1′9″	1′6″
Weite an der Vorwand	1′8″	1′6″	1′8″	1′8″
„ „ „ Formwand	2′2,5″	1′8″	2′1″	2′
„ im Kohlensack	3′6″	3′6″	3′6″	3′
„ an der Gicht	2′	2′	1′10″	2′
Tiefe von der Vorder- bis Formwand unten	4′	4′6″	3′10″	3′4″
Böschung der Formwand	1′2″	1′2″	1′6″	8″
Durchmesser der Form	2′5″	2″	2′5″	2″
Fallen der Form	—	—	—	1/2″

Ein Schliegofen kostet etwa 1400—1500 Thaler.

Taf. II, Fig. 30—36: Schliegöfen von Clausthaler Hütte:

Fig. 30, Vorderansicht. Fig. 31, Vertikaldurchschnitt nach der Länge. Fig. 32, Vertikaldurchschnitt nach der Tiefe. Fig. 33, Horizontaldurchschnitt in der Formgegend. Fig. 34, desgl. im Kohlensack. Fig. 35, desgl. an der Gicht. Fig. 36, Zugemachter Ofen.

a Rauhgemäuer. *b* Hinterwand. *c* Futtermauern. *d* Vorder- oder Stirnwand. *e* Oeffnung für die Vorwand. *f* Vorwand. *g* Räumloch zum Herabholen des hängen gebliebenen Satzes mittelst der Räumnadel, gewöhnlich mit Barnsteinen verschlossen. *h* Flammloch. *i* Formgewölbe. *k* Formöffnung. *l* Form. *m* Rauchmantel, hinter welchem die vom Herd aufsteigenden Bleidämpfe durch den Canal *n* in die Flugstaubkammern gelangen. *o* Trageisen, wohl zum Trocknen von Fackeln verwandt. *p* Aufgebeöffnung. *q* Beschickungsboden. *r* Flugstaubkammern. *s* Verschliessbare Oeffnungen zum Ausräumen des Flugstaubes. *t* Fundament. *u* Sohlstein. *v* Vorsetzstein. *w* Herdblech mit dem Ausschnitt für den

Stich. *x* Trittstein. *y* Lehmsohle. *z* Gestübbesohle im Vorherd. *a'* Spur. *b'* Vortiegel. *c'* Stechherd, mit Gestübbe ausgeschlagen. *d'* Werkepfannen.

b) Glättfrischofen zu Clausthaler Hütte. Die Glättefrischöfen waren früher auf allen Hütten als Spuröfen mit verdecktem Auge zugemacht und Krummöfen. In neuerer Zeit hat man zu Clausthaler Hütte den Krummofen in einen hohen Hohofen von 18—19 Fuss Höhe verwandelt, ihm die ungefähren Dimensionen und die Gestalt des schon vorher erhöhten Lautenthaler Frischofens gegeben, diesen aber als Sumpfofen zugemacht. Die Erhöhung des Ofens hat längere Campagnen, Brennmaterialersparung, ärmere Schlacken und geringeren Bleiverlust zur Folge gehabt; bei dem früheren Zumachen als Spurofen trat die Schlacke schwierig durchs Auge in den Vorherd und riss leicht Bleitheilchen mit in die Höhe. Bei den längeren Campagnen muss man den Brusträumer öfter brauchen und ist dabei die Sumpfofenzustellung förderlich. Glättfrischofen.

Die Dimensionen des Clausthaler Glättfrischofens sind folgende:

Höhe von der Form ab	15'9"
„ „ „ „ bis auf den Sohlstein am tiefsten Punct	3'3"
Formhöhe über dem Bleche	1'2"
Weite an der Vorwand in der Blechhöhe	1'8"
Weite an der Formwand	2'
Tiefe an der Gicht	2'5"
„ in der Formhöhe	3'2"
„ bei 5 Fuss über dem Bleche	2'4"
Böschung an der Formwand vom Sohlstein auf 6'7" Höhe	4½"
Böschung der Vorwand von der Hüttensohle ab auf 6'10" Höhe	6"
Durchmesser der horizontalen Form	2½"

Taf. II, Fig. 37—42 stellen einen neuen Glättfrischofen von Clausthaler Hütte dar; die Buchstaben haben dieselbe Bedeutung, wie bei dem Schliegofen. *d'* die Frischbleipfanne.

Bleistein-öfen.

Bleisteinöfen. Zu Clausthaler Hütte haben die Steinöfen die Trichter an ihrer Mündung verloren und einer derselben ist seit dem Einbau des Cylindergebläses um 2' erhöht. In Folge dessen flammt der Ofen seltener, giebt weniger Bühnen und gestattet eine Ersparung an Brennmaterial.

Die Altenauer Steinöfen sind beim Verlegen des Beschickungsbodens an die Hinterseite (früher wurde von vorn auf dem Kopfe aufgesetzt), um ein besseres Setzen zu erreichen und das Ausbrennen des Ofens nach oben zu vermindern, um einige Fuss erhöht. Auf das Ausbringen hat dies keinen Einfluss gehabt; anfangs schmolz die Vorwand leichter weg, dem wurde aber durch Tiefermachen des Ofens entgegengewirkt. Es legt sich jetzt weit weniger ein und die Arbeit geht reinlicher.

Zu Lautenthaler Hütte hat seit Herstellung eines geneigten Beschickungsbodens die Erhöhung der Steinöfen bis auf 10'5" stattgefunden, in Folge dessen bei vermindertem Steinfall der Werkefall grösser geworden ist. Die Campagnen haben sich von 10—12 Tagen auf 3 – 4 Wochen verlängert. Durch Anlegung des Beschickungsbodens ist die Arbeit viel bequemer und das Setzen regelmässiger geworden. Die sonstigen Dimensionen sind wie beim Schliegofen.

Die Dimensionen der Steinöfen sind folgende:

	Clausth. H.	Alten. H.	Lautenth. H.	Andr. H.
Höhe vom Bleche ab	6'6"	7'8"	8'4"	5'
„ „ Sohlstein ab	8'7"	8'9"	10'1"	6'10"
Formhöhe über dem Bleche	1'2"	1'2"	1'4"	1'2"
„ „ „ Sohlstein am tiefsten Punct	3'3"	2'	3'1"	3'
Weite vorn oben	1'8"	—	—	2'
„ „ in der Formhöhe	1'4"	1'2"	1'8"	1'8"
„ hinten oben	1'10"	—	—	2'
„ „ in der Formhöhe	1'4½"	1'4"	2'	1'8"
Tiefe des Ofens	3'4"	3'6"	3'2"	3'6"
Böschung der Formwand	9"	—	8"	2"
Durchmesser der kreisrunden Gichtöffnung	—	—	1'8"	—

Taf. III, Fig. 48—50 älterer Steinofen von Clausthaler Hütte. Fig. 48, Vorderansicht. Fig. 49, Vertikal-

durchschnitt nach der Tiefe. Fig. 50, Horizontaldurchschnitt nach *C D*.

a Schlitz im Herdblech zum Einlegen des Stiches, welcher beim Herdschlagen oben mit der letzten Lage Gestübbe durch einen Barnstein geschlossen wird. *b* Tragsteine von Sandstein. *c* Sohlstein von Sandstein. *d* Rauhgemäuer von Grauwacke. *e* Gestell, bis auf 5—6′ Höhe von Sandstein; die Vorderseite desselben *f* besteht aus einer 1′ starken Barnsteinschicht der Vorwandsmauer. *g* Vorbau von Barnsteinen. *h* Rast. *i* Oeffnung zum Eintragen des Satzes. *k* Flugstaubkammer. *l* Thür zum Reinigen derselben. *m* Feuchtigkeitsabzüge. *n* Stechherd.

Ein Steinofen kostet etwa 1300 Thaler.

d) Versuchsrastofen zu Clausthaler Hütte nach der Zustellung in der 7. Schmelzcampagne (Taf. III, Fig. 51, 52). Fig. 51, Vertikaldurchschnitt nach *A B*. Fig. 52, Horizontaldurchschnitt nach *C D*. Versuchs-Rastofen.

Das Gestell und der untere Tümpelstein bestanden aus buntem Sandstein, und von den 3 Formen wurden nur die in den beiden Seitenwänden liegenden abwechselnd gebraucht, die in der Rückwand befindliche Reserveform kam nicht zur Anwendung. Die eine der beiden ersteren Formen lag 5″ nach dem Rücksteine, die andere 5″ nach vorn zu. Die Weite des Gestells nach den beiden Formseiten betrug unten 1′ 4″, oben 2′ 8″; dieselbe vom Lothe ab nach der Rückseite und dem Tümpelsteine unten 10″, oben 1′ 4″; Höhe des Gestells vom Bodenstein bis zur Rast 3′ 8″; Neigung der Rast 45°; Länge des Herdes unten 4′ 6″.

a Sohlstein. *b* Kreuzkanäle unter demselben. *c* Wallstein. *d* Tümpeleisen. *e* Gestell. *f* Schlackentrifft.

e) Bleisäulenschmelzofen, zu Andreasberger und Altenauer Hütte versuchsweise angewandt. (Taf. III, Fig. 53, 54). Fig. 53, Vertikaldurchschnitt durch die Form. Fig. 54, Grundriss. Bleisäulen-schmelz-ofen.

a Innerer Herdraum. *b* Aeusserer Herd. *c* Eisenplatte, mit Gestübbe beschlagen. *d* Spurstein. *e* Schlackenabfluss. *f* Stechherd. *g* Gemauerter Nasenstuhl. *h* Sohlstein. *i* Lehmsohle. *k* Gestübbe. *l* Vorwand. Das Zumachen des Ofens geschieht auf die Weise, dass man die Gestübbesohle *k*

schlägt, in *a* die Harfe, unter *d* das Brustholz, in *b* den Herdklotz und dann auf den Barnstein (Spurstein) *d* die eiserne Platte *c* setzt, das Ganze mit Gestübbe (14 Theile Kohle und 5 Theile Thonschiefer) umstampft, die hölzernen Schablonen sodann herausnimmt und den Herd 24 Stunden lang vorsichtig abwärmt.

Zumachen der Sumpföfen.

Das Verfahren beim Zumachen eines Sumpfofens, z. B. eines Schliegofens (Taf. II. Fig. 33 und 36) ist folgendes: Auf die befeuchtete Lehmsohle *y* stürzt man Gestübbe, giebt diesem bis zur Form hinauf die gehörige Gestalt und stampft dasselbe fest. Dann macht man die Oberfläche wieder rauh und nass und stampft die zweite Schicht Gestübbe auf, welche bis einige Zoll unter die Form reicht und nach dem Vorherd zu Fall erhält. Hierauf stampft man im Vorherd *z* eine Lage Gestübbe auf, drückt in diese vor der demnächstigen Vorwand einen abgestumpften Holzkegel (Herdholz Taf. VI, Fig. 86) mit der Spitze nach unten ein und setzt dicht davor nach dem Innern des Ofens zu zwei Barnsteine auf die hohe Kante, wodurch der demnächstige Herdtiegel von 1 Fuss Tiefe und 8—10″ oberem Durchmesser und die Spur von 3—4″ Breite gebildet werden sollen. Gleichzeitig legt man etwa 2 Zoll vom Herdholz entfernt das konische Stichholz (Taf. VI, Fig. 87) auf die feste Sohle nach der Richtung zu, wohin die flüssige Metallmasse demnächst abgestochen werden soll, und stampft den Vorherd nebst dem in den Ofen hineinragenden Theile mit Gestübbe voll. Nachdem darauf Herdholz, Stichholz und die Barnsteine weggenommen sind, wird der Herdtiegel *b′* mit dem Herdmesser ausgeschnitten und quer über die Spur ein Sandstein (Vorsetzstein) von 2—3″ Dicke, 10—12″ Höhe und der Breite der Vorwand etwa 2—4″ in das Gestübbe der Spurwände eingesenkt, um das Hervortreiben von Bleidämpfen durchs Gebläse (Durchblasen) möglichst zu verhindern. Nachdem dieser Vorsetzstein, welcher also den untersten Theil der Vorwand bildet, durch Lehm mit den Ofenwänden verbunden ist, wird der Stichherd *c′* aus Gestübbe geschlagen, sodann der Herd mit glühenden Kohlen 8—9 St. lang abgewärmt und die noch offene Vorwand *e* mit Barnsteinen vermauert, welche mit einem Mörtel aus Lehm, Thon-

schiefermehl und Schäbe verstrichen werden. Der Ofen ist alsdann zum Beginn der Schmelzcampagne fertig. Man braucht zu einem Zumachen etwa 6 Karren à 4 Himten à 1¼ Cubikfuss Gestübbe.

Zur Andreasberger Hütte, wo die Form wegen der strengflüssigen Beschickung 2 Z. tiefer als auf den übrigen Hütten liegt, ändert sich das Zumachen etwas. Auf letzteren erhält die Ofensohle von der Form ab einen bedeutenden und nach dem Vorherde zu einen geringeren Fall; der Herd ist etwa 14 Z. tief und der Versetzstein wird in der gespaltenen Brust etwa 2—4 Z. tief unter dem Herdblech eingesenkt. Zu Andreasberg giebt man der Ofensohle von der Form bis zum Vorherd einen gleichmässigen Fall, macht den Herd nur 10 Z. tief und die gespaltene Brust bleibt ganz offen, indem statt des Vorsetzsteines Barnsteine quer über die Spur gelegt werden. Bei dieser Einrichtung lassen sich wegen des Arsengehaltes der Beschickung die in reichlicherer Menge entstehenden Ansätze leichter ausräumen.

2) Spuröfen.

a) Glättfrischöfen. Ausser auf Clausthaler Hütte (p. 305) sind die Glättfrischöfen auf den übrigen Hütten als Spuröfen mit verdecktem Auge aus bereits angegebenen Gründen (p. 292) zugemacht. Glätt-frischöfen.

Zur Lautenthaler Hütte ist vom Hüttenmeister E. Strauch der Glättfrischofen neuerdings von 6′6″ auf 14′ erhöht. Man hat dadurch Kohlenersparung, längere Campagnen, ärmere Schlacken und ein besseres Bleiausbringen erzielt. Dabei musste die Windpressung verringert werden, weil sonst das Schmelzen zu rasch ging und die Temperatur zu hoch wurde. Früher geschah das Setzen der Glätte auf dem Kopfe von vorn. Bei dem jetzigen Beschickungsboden lässt sich das Setzen bequemer und sicherer verrichten.

Die in Folge dieser günstigen Resultate vorgenommene Erhöhung des Clausthaler Glättfrischofens (p. 305) ist von ähnlichen Erfolgen begleitet gewesen. Die Dimensionen der Glättfrischöfen sind nachstehende:

	Alten. H.	Lautenth. H.	Andreasb. H
Ganze Höhe vom Sohlstein ab bis zur Rast	6′6″	12′10″	6′10″
Höhe über dem Blech	5′6″	11′2″	5′
Höhe des Trichters an der Gicht	2′6″	—	2′6″
Formhöhe über dem Bleche	1′2″	1′4″	1′
Weite vorn oben	1′8″	2′	1′6″
„ „ in der Formgegend	1′2″	1′6″	1′4″
„ hinten oben	1′10″	2′	1′6″
„ „ in der Formgegend	1′4″	2′	1′4″
Böschung bis an den Trichter	5″	4½″	2″
Tiefe in der Formgegend	3′2″	3′2″	3′6″
Tiefe an der Gicht	—	2′4½″	—
Böschung der Vorwand	—	1½″	—

Die Böschung der Formwand des Lautenthaler Glättfrischofens bis auf 6′6″ Höhe beträgt vom Sohlstein ab 4½″, von da aber steht die Wand nach aufwärts lothrecht.

Taf. III, Fig. 55, 56. Glättfrischofen. Fig. 55, Vertikaldurchschnitt nach *A B*. Fig. 56, Grundriss. *a* Form für gutes Muldenblei. *b* Form für Stein-, Hart- und Krätzblei. *c* Stechherd. *d* Trittstein. *e* Sohlstein. *f* Rauhgemäuer. *g* Gestell. *h* Vorbau. *i* Vorwand. *k* Brust, welche nach dem Zumachen durch mit Lehm bestrichene Scheitholzkohlen geschlossen wird. *l* Vorherd. *m* Nasenstuhl von Gestübbe.

Der Andreasberger Glättfrischofen hat einen gemauerten Nasenstuhl (p. 298) von 11—12″ Dicke, welcher noch 6″ vertikal über die Form hinauf geht und sich dann nach oben verjüngt.

Kupferfrischofen.

b) Kupferfrischofen, zu Altenauer, Lautenthaler und Andreasberger Hütte, als Spurofen mit offenem Auge zugemacht (p. 292). Derselbe unterscheidet sich von den gewöhnlichen Bleisteinschmelzöfen dadurch, dass an der Hinterwand vom Sohlstein bis zur Form eine 8″ starke Barnsteinmauer (Nasenstuhl) hergestellt wird, auf welche man einen sich nach oben zu einer Schneide bildenden 2′ hohen Sandstein aufsetzt. Dieser enthält in seiner Basis eine mit der Formmündung communicirende röhrenförmige Aushöhlung, durch welche eine künstliche Nase erzeugt werden soll, weil sich beim Frischen wegen Mangel an Schlackenzuschlägen keine Nase bilden kann.

Das Aufstampfen des Gestübbes im Herde geschieht nach der Richtung eines Stabes, welcher von 4″ über dem Herdblech weg in die Formöffnung gelegt wird. Der Herdtiegel wird mittelst des ins Gestübbe gesetzten Herdholzes gebildet.

Die Dimensionen des Altenauer Ofens sind folgende: Formhöhe über dem Bleche 1′ 2″; Weite an der Vorwand in der Formgegend 1′ 5″; Weite an der Formwand 1′ 5″; grösste Weite bis auf 5′ 6″ Höhe 1′ 8″; Höhe des Ofens vom Herdblech ab 5′ 6″; Böschung der Formmauer bis auf 5′6″ Höhe 5″; Länge des Ofens unten wie oben 3′ 2″; Höhe des Herdtiegels 1′ 6″; oberer Durchmesser desselben 10½″, unterer Durchmesser 9″.

Der Kupferfrischofen zu Lautenthaler Hütte hat bei 5 F. Höhe über dem Bleche nur 1′ 8″ Tiefe, 1′ 5½″ hintere und 1′ vordere Breite in seiner ganzen Höhe.

Zu Andreasberger Hütte wird der Glättfrischofen zum Kupferfrischofen gebraucht, nur die Form bei ¾″ Stechen um 2 Z. höher gelegt, so dass sie sich 14 Z. über dem Bleche befindet.

Taf. III, Fig. 57, 59. Kupferfrischofen.. Fig. 57, Vorderansicht. Fig. 58, Vertikaldurchschnitt nach *A B*. Fig. 59, Horizontaldurchschnitt nach *C D*.

a Rauhgemäuer. *b* Kernschacht. *c* Vorderwand. *d* Trittstein. *e* Vorwand. *f* Vorsetzstein. *g* Gemauerter Nasenstuhl, unter der Form von Barnsteinen, über derselben von Sandstein. *h* Gestübbesohle. *i* Tiegel im Vorherd, mit der unter dem Vorsetzstein hingehenden Spur in Verbindung. *k* gusseiserne Frischpfanne.

c) Brillenofen für die Kupferarbeiten zur Altenauer und Lautenthaler Hütte. Brillenofen.

Auf ersterer sind zwei neue Brillenöfen erbaut, welche in ihren nachfolgenden Dimensionen gegen die älteren etwas abweichen:

Ganze Höhe von der Sohle bis zur Gicht . . .	11″
Formhöhe über dem Sohlstein	2′2½″
Formhöhe über den Augen	2′5½″
Höhe der offenen Vorwand	7′3″
Tiefe auf dem Sohlstein	3′6″

Tiefe an der Form	3'6½"
„ „ „ Aufgebeöffnung	2'7"
Tiefe in der Formgegend im Lichten, nach dem Einsetzen der Vorwand	2'10½"
Weite auf dem Sohlstein vorn	1'4"
„ „ „ „ hinten	1'5"
„ im Niveau der Form vorn	1'5½"
„ „ „ „ „ hinten	1'7"
„ an der Aufgebeöffnung vorn	2'1"
„ „ „ „ hinten	2'3"
Böschung der Formwand	3"
Fall des Sohlsteins	3"
Durchmesser der Form	2"

Man hatte anfangs der Hinterwand von der Aufgebeöffnung an auf 3 Fuss eine starke Böschung gegeben, welche aber wieder beseitigt worden ist, weil die Beschickung leicht über die Kohlen weg nach der Vorwand zu sich bewegte.

Der Brillenofen zur Lautenthaler Hütte ist gegen früher um einige Fuss erhöht und hat folgende Dimensionen:

Formhöhe über dem Herdbleche	1'9"
„ „ „ Sohlstein	2'7"
Weite an der Formwand in der Formhöhe . . .	1'6"
„ „ „ Vorwand	1'4"
Mittlere Weite in der Formhöhe	1'8"
Höhe des Ofens von der Form ab	7'5"
Tiefe des Ofens in der Formhöhe	3'2"
„ „ „ an der Gicht	2'6"
Böschung der Formwand	7½"
Weite der rectangulären Gichtöffnung	1'10"

Vorderwand des Ofens lothrecht.

Taf. IV, Fig. 63—64. Altenauer Brillenöfen. Fig. 63, Vertikaldurchschnitt nach der Länge. Fig. 64, desgleichen nach der Tiefe.

a Rauhgemäuer. *b* Kernschacht. *c* Aufgebeöffnung. *d* Flugstaubkammern. *e* Rauchmantel.

Die Art des Zumachens ist aus Fig. 60—62, Taf. III., dem älteren Brillenofen zur Altenauer Hütte, zu ersehen.

a Sohlstein. *b* Rauhgemäuer. *c* Kernschacht. *d* Trittsteine. *e* Vorwand. *f* Vorsetzstein, an welchem zur Bildung der Augen die unteren Ecken fehlen. *g* Lehmsohle. *h* Gestübbesohle. *i* Stechherd.

§. 24. Flammöfen.

Man wendet zur Zeit auf den Oberharzer Hütten nur Gebläseflammöfen (Treib- und Verblaseöfen) zu oxydirenden Schmelzungen an; von den früheren Versuchen, Bleiglanz in Flammöfen zu verschmelzen, ist noch ein Zugflammofen auf Clausthaler Hütte vorhanden, welcher mehrfache Verwendung findet, z. B. zum Abstrichsaigern, Knochenbrennen u. dgl. m. Allgemeines.

A. Zugflammöfen.

1) Englischer Versuchsflammofen (früher zu Clausthaler Hütte), nach dem Principe von Deebank in Flinthsire erbaut im Jahre 1832. Englischer Flammofen.

(Taf. IV, Fig. 65, 66). Fig. 65, Horizontaldurchschnitt. Fig. 66, Längendurchschnitt. *a* Stechherd aus Sandstein, mit Eisenreifen umbunden. *b* Werkesumpf. *c* Geschleifter Schornstein, mit Condensationsvorrichtungen in Verbindung und mit einem Register *d* versehen. *e* Trichter zum Einlassen des Erzes.

2) Französischer Versuchsflammofen zu Clausthaler Hütte, im Jahre 1849 eingerichtet (Taf. IV, Fig. 67, 68). Fig. 67, Horizontaldurchschnitt. Fig. 68, Längendurchschnitt.

Die Sohle wird in diesen Flammöfen aus Thon aufgestampft und sehr sorgfältig abgewärmt.

B. Gebläseflammöfen.

1) Treiböfen. Dieselben gehören zur Abtheilung der deutschen Treiböfen, welche, den englischen gegenüber, durch einen unbeweglichen Herd characterisirt sind. Die auf den verschiedenen Hütten vorkommenden Abweichungen in ihrer Construction liegen hauptsächlich: Treiböfen.

a) in ihrer verschiedenen Grösse, welche bedingt wird durch das Quantum und die Reichhaltigkeit der zum Vertreiben kommenden Werke. Während grössere Oefen von 10 Fuss Herddurchmesser auf Clausthaler, Altenauer und Lautenthaler Hütte zur Aufnahme von 160—200 Ctr. Werken dienen, fassen kleinere Oefen von 9 Fuss Durchm. zu Altenauer Hütte 100 Ctr. Reichwerke vom Pattisoniren und ein solcher von 8 Fuss Durchmesser zur Andreasberger Hütte 100 Ctr. Werke.

b) in der Einrichtung der Haube, je nachdem dieselbe beweglich oder fest gemauert ist.

Die beweglichen Hauben bestanden früher immer aus starkem Schwarzblech mit einem Gerippe von eisernen Schienen, die mit einer grossen Anzahl nach Innen gekehrter Doppelhaken (Federn) versehen sind, an denen ein Lehmbeschlag haften soll. Dem Lehm mengt man zur Haltbarkeit feine Abgänge von Hanf und Flachs (Schäbe) ein. Man hat diese eisernen Hauben durch solche aus gebranntem Thon aus der Andreasberger Thonfabrik zu ersetzen gesucht. Diese Hauben liessen in Bezug auf die Dauerhaftigkeit und Kosten zur Altenauer Hütte nichts zu wünschen übrig. Die summarischen Haubenkosten für 1 Treiben betrugen bei eisernen Hauben 14 Ggr. 1 Pf., bei thönernen 7 Ggr. 11$^{2}/_{21}$ Pf. Letztere haben jedoch ein bedeutenderes Mehrgewicht als erstere — eine thönerne Haube wiegt 26—29 Ctr., eine eiserne 11—13 Ctr. — in Folge dessen die Arbeiter wegen des leichteren Reissens des Hängewerks grosser Gefahr ausgesetzt sind, und auch eine solche neben Metallverlust durch Hereinfallen einzelner Haubenstücke während des Treibens entstehen kann. Man ist deshalb von den thönernen Hauben wieder zu den eisernen zurückgekehrt.

Auf Clausthaler Hütte haben die Thonhauben auch keinen Eingang gefunden, weil ihr Transport zu hoch kam und die Dauerhaftigkeit zu wünschen übrig liess. Während bei eisernen Hauben die Kosten dafür pro Treiben auf 22 Ggr. 7 Pf. kamen, so betrugen sie bei thönernen 23 Ggr. 6$^{1}/_{2}$ Pf.

Auf Andreasberger Hütte sind noch die Thonhauben

im Gebrauche. Wegen der kleineren Treiböfen erhalten dieselben nicht ein so bedeutendes Gewicht, aus welchem Grunde sie z. B. auf Clausthaler und Altenauer Hütte abgeschafft sind, und gegen eiserne kommen diese hier auch billiger zu stehen. 1 Haube hält etwa 12 Treiben ab.

Die Hauben sind aus 16 parallepipedischen Stücken zusammengesetzt, welche mit der untern (breiten) Seite auf einem eisernen Ring ruhen und mit der obern (schmalen) Seite so gegen éinen konischen Kern (auch von Thon) gelehnt sind, dass sie einen konischen Hut von 7′6″ Durchmesser im Ringe und 1′2″ Höhe bilden.

Die Haubenstücke und Kerne sind von der hiesigen Fabrik und auch von der zu Osterhagen geliefert; letztere musste aber den dazu nöthigen Thonschiefer von hier nehmen.

1 Kern von 1′7″ Durchmesser und 6 Zoll Höhe wiegt 70 Pfd. und kostet aus der hiesigen Fabrik 21 Ggr. 3 Pf., aus Osterhagen 22 Ggr. 5 Pf.[1]

1 Haubenstück = 36 Zoll lang, am breitern Ende 17 Zoll, am schmalen Ende 3 Zoll breit und 5 Zoll dick, wiegt 84 Pfd. und gilt dafür derselbe Preis, wie für die Kerne.

In den Jahren 1844—1848 sind zur Altenauer Hütte Versuche mit unbeweglichen, gemauerten Kuppeln gemacht, welche sich wegen dabei gänzlich ausgeschlossenen Eisenverbrauchs durch ihre Wohlfeilheit empfehlen. Die Kosten dafür betrugen bei einer Dauer von $1\frac{1}{2}$ Jahren 8—9 Thlr., während eine eiserne auf 150—160 Thlr. kommt, aber auch 8—10mal so lange hält. Gemauerte Kuppeln erfordern jedoch nach jedem Treiben eine kostspielige Ausbesserung, mehr Zeit zum Abkühlen und, weil sie der Haltbarkeit und Bequemlichkeit wegen hochgewölbt sein müssen, grössern Waasenverbrauch. Während man bei beweglichen Thonhauben auf 1 Treiben etwa 12 Schock Waasen verbrauchte, so betrug der Aufwand daran bei gemauerten Kuppeln 15 Schock und darüber. Zu Lautenthal, wo wegen der geringeren Werkeproduction die Oefen immer hinreichend Zeit zur Abkühlung haben, befinden sich noch solche gemauerten Kuppeln.

Eine bewegliche Haube gestattet einen kürzern aufein-

ander folgenden Gebrauch des Ofens, als die gemauerte Kuppel, und ist deshalb da vortheilhaft, wo man in ein und demselben Ofen grössere Werkequantitäten vertreiben will.

Flache Hauben veranlassen im Vergleich mit höheren einen geringeren Aufwand an Brennmaterial; man darf indess damit nicht zu weit gehen, da bei zu flacher Haube die Flamme rasch über den Herd weg aus dem Ofen entweicht, der Herd sich zu weich feuert und in Folge dessen viel Bleioxyd einsaugt. Die Hauben auf den Oberharzer Hütten sind scheinbar etwas hoch, allein es steht diese Höhe mit der bedeutenden Flammbarkeit des angewandten Brennmaterials (Fichtenwaasen) im Verhältniss.

Die Figuren 69—75. Taf. IV. stellen einen Treibofen zur Clausthaler Hütte dar. Fig. 69, Vorderansicht. Fig. 70, Horizontaldurchschnitt nach *C D*. Fig. 71, Vertikaldurchschnitt nach *A B*. Fig. 72, Vertikaldurchschnitt nach *E F*. Fig. 73, Stellbrett (Grundriss von *W* Fig. 72) zur Stellung der Düsen. Fig. 74, Kanne. Fig. 75, *a* Angel. *b* Schnäpper.

a Windofen. *b* Schürloch. *c* Zugkanal unter dem Roste. *d* Kranz- oder Mantelmauer. *e* Kreuzabzüge in der Grundmauer. *f* Schlackenherd. *g* Steinherd. *h* Mergelherd. *i* Flammloch. *k* Balken oder Feuerbrücke. *l* Windofengewölbe. *m* Blindbogen. *n* Glättloch. *o* Blechloch. *p* Vorhängeblech. *q* Kannenlöcher. *r* Aeussere Höllenmauer. *s* Abzüge vom Schlackenherd. *s* Dampffang. *t* Haube. *u* Krahnvorrichtung. *v* Regulatorkasten. *w* Stellbrett. *x* Schraube zum Emporheben oder Senken der Düsen. *y* Schlitz zum Hin- und Herschrauben der Düsen.

Bau der Treiböfen.

Beim Bau eines Treibofens verfährt man in folgender Weise:

Man legt das Fundament, wie beim Schliegofen (p. 294). Auf dem Fundament führt man zunächst den Windofen *a* aus Sandstein bei gehöriger Verankerung auf und bringt in ihm Abzüge für die Feuchtigkeit, wie *c*, an. Die Roststäbe kommen auf eisernen Tragplatten zu liegen, auf denen auch das Seitengemäuer ruht.

Das Fundament neben dem Windofen erhält zunächst einen Kreuzcanal *e*, welcher, ausser an der Windofen-

seite, nach drei Seiten mündet und mit Steinplatten lose überdeckt wird. Dann führt man die Kranz- oder Mantelmauer *d* aus Barnsteinen 1 Fuss stark bis auf 4 Fuss Höhe auf, bringt zu unterst auf den Boden und auf den Kreuzcanal *e* innerhalb der Kranzmauer eine am Rande 14—16 Z., in der Mitte 9—11 Z. hohe muldenförmige Lage Schlacken *f*, in deren Zwischenräumen die Feuchtigkeit eine Ableitung bildet. Auf dem Schlackenherd *f* kommt der Steinherd *g* zu liegen, welcher aus auf die schmale Kanten gestellten Barnsteinen nach der Concavität des Schlackenherdes mit 5 Zoll Vertiefung nach der Mitte und 2′ Neigung vom Glättloch nach der Mitte hergestellt wird. Die Fugen zwischen den Barnsteinen dürfen nicht verschmiert werden, damit die Feuchtigkeit Abzug durch dieselben findet. Der Steinherd bietet für die aufzustampfende Mergelsohle eine unwandelbare Unterlage.

Hierauf setzt man die Kranzmauer *d* nach oben fort, indem man derselben aus Thonschiefersteinen einen sich um 2 Fuss verengenden 2′ 6″ hohen Ring giebt, auf welchem die durch Krahnvorrichtung *u* bewegliche Haube *t* ruht. Durch die mit Abzügen versehene Höllenmauer *r* erhält die Mantelmauer *d* eine Verstärkung. In der Ringmauer lässt man mehrere Oeffnungen, und zwar das Glättloch, das Blechloch und die Kannenlöcher.

Das Glättloch *n* dient zur Entfernung des Abstrichs und der Glätte und liegt in der Nähe des den Schürraum *b* und den Ofenherd trennenden Balkens *k*, dem Gebläse schräg gegenüber. Man legt dasselbe in die Nähe des nach oben durch den Blindbogen *m* begrenzten Flammenloches *i*, um durch die dortige grössere Hitze die ablaufenden Producte flüssig zu erhalten. Läge das Glättloch den Kannen gerade gegenüber, so würde die vom Gebläse an der Peripherie herumgetriebene Glätte einen weniger kürzern Weg vor dem Abfliessen machen und mehr Werkblei mechanisch zurückhalten können.

Eine sehr zweckmässige, von dem Hüttenraiter Osann veranlasste Vorrichtung zum Schutze der Arbeiter gegen die Bleidämpfe ist der kleine Schornstein *s* über dem Glätteloch, dessen unterer Theil aus Mauerung besteht, dessen

oberer von Eisenblech aber weggenommen werden kann, wenn die Haube abgehoben werden soll.

Das Blechloch *o*, der Feuerbrücke gegenüber, dient hauptsächlich zum Eintragen der Herdmasse und der Werke, dann auch zur Ableitung der Verbrennungsproducte. Mittelst eines beweglichen Eisenbleches *p* lässt sich die Oeffnung behuf Regulirung der Temperatur mehr oder weniger verschliessen. Diese Oeffnung legt man dem Flammenloch gerade gegenüber, um die Flamme über den ganzen Herd hinwegführen zu können.

Die Kannen (Formen) befinden sich in den Kannenlöchern *q* zu Paaren zwischen Flammen- und Blechloch, der Glättegasse schräg gegenüber, und zwar 1 Z. höher, als das Blechloch. Dieselben bestehen aus Eisen und werden so eingelegt, dass sich die Windströme in der Mitte des Herdes kreuzen. Um jedoch dem Winde eine beliebige Richtung geben zu können, hängt man vor die Kannenöffnungen an eisernen Stäben (Angeln) befindliche, leicht bewegliche eiserne Scheiben (Blätter, Schnäpper) Fig. 75 *a* und *b*, welche den Windstrom brechen und vertheilen. Gleichzeitig sind die Düsen an Schläuchen beweglich und befindet sich hinter jedem Treibofen eine Vorrichtung, dieselben zu stellen (Fig. 73).

Der Windofen ist von Sandsteinen gebaut, die Höllenmauer theils von Sand-, theils von Barnsteinen, oder auch in neuerer Zeit von Schlackensteinen aufgeführt. Die Kranzmauer von der Hüttensohle bis zur Blechöffnung besteht aus Barnsteinen und von da ab bis oben zum Ringe aus gebrannten Thonschiefersteinen, desgleichen auch das Windofengewölbe, der Blindbogen, der Blechbogen und der Bogen des Glättloches; nur die Seiten des Schürloches, der Kannenlöcher, des Glättloches und der Blechöffnung sind von Barnsteinen. Der Blindbogen wird oft 3mal erneuert, ehe das Windofengewölbe einer Ausbesserung bedarf.

Die Clausthaler Treiböfen haben nachstehende Dimensionen:

Durchmesser	oben im Ringe	8′
„	unten „ „	10′
„	der Haube	9—9½′

Höhe der Haube	1′ 4″—1 8″
Mitte des Steinherdes über der Hüttensohle	3′
Ansteigen des Steinherdes von der Mitte nach dem Bleche, nach den Kannen und nach dem Balken	5″
Desgleichen nach dem Glättloche	2″
Höhe des Blechs über der Mitte des Steinherdes	1′ 3″
Höhe der Kannen	1′ 4″
Höhe des Balkens	1′ 5″
Höhe des Glättlochs über dem Steinherde	2′ 6″
Weite des Glättlochs	1′
Lichte Höhe des Blechbogens	2′
Lichte Weite des Blechbogens	2′ 6″
Weite zwischen den Kannen von Mitte zu Mitte	2′ 8″
Weite der Kannenlöcher	6″
Höhe der Kannenlöcher	1′
Höhe der Ringmauer des Treibofens von der Mitte des Steinherdes bis dahin, wo die Haube aufsteht	4′

Dimensionen im Windofen:

Länge excl. der Stirnmauer	6′ 6″
Lichte Länge	4′ 6″
Lichte Breite des Gewölbes nebst Blindbogen	3′ 6″
Lichte Weite des Schürlochs im Quadrate	1′ 6″
Höhe des Windofengewölbes vom Balken nach dem Schürloche zu	4″
Desgleichen nach den Kannen zu	1′
Höhe des Schürlochs über der Hüttensohle	2′ 10″
Mittlere Breite des Balkens	1′ 6″

Im Windofen liegen 7 eiserne Traillen von 4″ Breite und 1½—1¾″ Ansteigen auf 4½′ nach hinten, wovon die erste von der innern Vordermauer entfernt ist 1½″, die zweite von der ersten 2″, die dritte von der zweiten 2¾″, die vierte von der dritten 3½″, die fünfte von der vierten 4¼″, die sechste von der fünften 5″, die siebte von der sechsten 6″, die siebte von der Stirnmauer 6¼″. Die verschiedene Entfernung der Traillen dient zur gleichmässigen Luftzuführung.

Durch ein Ansteigen der Traillen nach hinten wird die Flamme vor dem Eintritt in den zu heizenden Raum mit der heissen Luft in innigere Berührung gebracht und es entsteht eine vollständigere Rauchverbrennung. Dasselbe soll die Feuerbrücke bewirken.

Ein Treibofen kostet etwa 550 Thlr., mit Bälgen 800 Thlr.

Zur Altenauer Hütte haben die grossen Treiböfen fast dieselben Dimensionen, wie die Clausthaler, dagegen weicht der zum Abtreiben der Reichwerke vom Pattisoniren dienende Ofen ab.

Durchmesser des letzteren auf dem Steinherd 9′; desgl. oben im Ringe 7′ 4″; Höhe der Kranzkante über dem Steinherde mitten 3′ 7″, am Rande 3′ 1″. Weite des Flammenloches 4′ 6″, des Glättloches 1′, des Blechloches 2′ 5″, der Kannen 9″. Gerade Entfernung des Glättloches vom Flammenloch 2′ 8½″, vom Glättloch bis Blechloch 6′ 2″, vom Blechloch bis zur nächsten Kanne 4′ 7½″, vom Flammenloch bis zur nächsten Kanne 2′ 2″, Entfernung der Kannen 1′. Länge des Balkens bis an die Ringmauer hinten 3′ 3″, vorn 1′ 10¾″, Breite desselben 4′ 5″, Höhe desselben 9″. Höhe des Flammenlochs hinten 1′, vorn 9″, in der Mitte 15¼″. — Weite des Schürlochs 1′ 6″. Innere Breite des Windofens von der Schüröffnung bis an die Hinterwand 6′ 5″, Länge desselben hinten bis an den Balken 1′ 10″. Die Traillen liegen 9″ unter dem Balken, in einem Niveau mit dem Treibherde.

Die mit einer gemauerten Kuppel versehenen Treiböfen zu Lautenthaler Hütte gleichen in ihrer Gestalt fast ganz dem Altenauer Verblaseofen (Taf. V, Fig 76—78) und haben folgende Dimensionen: Ganze Höhe 9′ 2″; Durchmesser des Herds 9′ 6″; Höhe des Schlackenherds in der Mitte 1′; Höhe desselben am Kranzgemäuer 1′ 10″; Höhe des Steinherds 6″; Fall desselben von der Mitte bis zum Glättloche 2″; Höhe des Glättloches vom Kranze des Steinherdes bis unter den Bogen der Ziegelhaube 2′ 2″; Breite des Glätteloches 1′ 1″; Höhe des Mergelherdes am Kranzgemäuer 10″; Höhe des Mergelherdes in der Mitte 3—4″;

Entfernung vom Steinherd bis zur Haube 5′ 8″; Entfernung der Kannenlöcher vom Kranze des Steinherdes 1′; Entfernung der Kannenlöcher von einander 1′ 8″; Durchmesser der Kannenöffnung 2′; Stärke der Kranzmauer 1′; Höhe derselben 3′ 10″; Höhe des Kreuzabzuges 1′; Breite desselben 1′; Höhe der Eintrageöffnung 2′ 8″; Breite derselben 3′ 4″; Stärke der Höllenmauer in der Mitte 1′ 3″; Höhe derselben 3′; Stärke des Ziegelkranzes 1′; Durchmesser der Haubenöffnung 1′ 8″; Höhe der Feuerbrücke über dem Kranze des Steinherdes 1′ 2″; Breite der Feuerbrücke 2′ 2″; Entfernung des Windofenbogens von der Feuerbrücke 1′ 4″; Höhe des Windofens von der Hüttensohle 6′ 6″; Breite des Windofens 5′ 6″; Länge desselben 7′; Entfernung des Rostes von der Hüttensohle 3′ 3″; Breite des Rostes 1′ 8″; Tiefe desselben 4′ 6″; Oeffnung des Schürlochs 18″ □; Höhe des Aschenfalles 2′ 4″; Breite desselben 3′ 6″.

Dimensionen der Andreasberger Treiböfen: Durchmesser im Ringe oben 6′, unten 8′; Durchmesser der Haube 7′ 6″; Höhe derselben 1′ 2″; Mitte des Steinherdes über der Hüttensohle 2′ 6″; Ansteigen des Steinherdes von der Mitte nach dem Bleche, nach den Kannen und nach dem Balken 4″; Fall von der Mitte des Steinherdes nach dem Glättloche 2″; Höhe des Bleches über der Mitte des Steinherdes 10″; desgleichen der Kannen 11″; desgleichen des Balkens 1′ 1½″; Höhe des Glättlochs über dem Steinherde 2′; Weite des Glättlochs 11″; lichte Höhe des Blechbogens 2′ 1″; desgleichen Weite 2′ 4″; Weite zwischen den Kannen von Mitte zu Mitte 1′ 6″; Weite der Kannenlöcher 7½″; Höhe derselben 1′; Höhe der Ringmauer von der Mitte des Steinherdes bis dahin, wo die Haube aufsteht 3′ 7″; Länge des Windofens exclusive der Stirnmauer 6′ 10″; lichte Länge derselben 4′; lichte Breite des Gewölbes nebst Blindbogen 4′ 4″; lichte Weite des Schürloches im Quadrate 1′ 6″; Höhe des Windofengewölbes vom Balken nach dem Schürloche zu 4″; desgleichen nach den Kannen zu 1′; Höhe des Schürlochs über der Hüttensohle 2′ 8″; mittlere Breite des Balkens 1′ 3″; 7 Stück Traillen liegen in 3″ Entfernung von einander.

Man hat die eisernen Traillen durch thönerne ersetzt, welche in der dasigen Thonwaarenfabrik aus Thonschiefermehl gebrannt sind. 1 solche Traille wiegt 80 Pfd. und kostet aus der Andreasberger Fabrik 18 Ngr. 8 Pf. und von Osterhagen 20 Ngr. Ebenso wendet man hier mit Vortheil aus Thonschiefermehl gebrannte Thüren vor dem Blechloche der Treiböfen an; eine solche Thür wiegt 117 Pfd. und kostet 21 Ngr. 3 Pf. Thonschiefersteine im lufttrocknen Zustande werden nicht benutzt.

Schlagen des Treibherdes.

Das Schlagen des Treibeherdes *h* auf dem Steinherde bietet auf den verschiedenen Hütten wenig Abweichungen dar. Als Herdmaterial dient meist Mergel, nur zur Andreasberger Hütte wendet man etwa gleiche Theile Mergel und Aescher an, weil Mergel sich nicht in der Nähe findet und theurer ist, als der Aescher. Früher nahm man nur Aescher, seitdem derselbe theurer geworden, auch Mergel, welcher von Altenauer Hütte bezogen wird. Zu einem Treiben gehen 8 Himten Aescher, 7 Himten Mergel und 1 Himten Thonschiefer.

Die vorherige Präparation des Mergels besteht darin, dass man ihn pocht, durch ein Sieb mit etwa 64 Maschen auf den Quadratzoll wirft, gleichmässig und schichtenweise mit Wasser (etwa 4 Eimer für 1 Treiben Mergel) befeuchtet und 24 Stunden liegen lässt. Dann wird er abermals durch ein Sieb mit etwa 4 Löchern auf den Quadratzoll geschlagen, durchgekrahlt und auf den vorher gereinigten, mit Wasser benetzten Steinherd eingetragen, indem man ihn vom Rande ab nach der Mitte zu in concentrischen Kreisen aufstürzt, fortwährend mit der Krahle (Taf. VI, Fig. 98) niederstösst oder mit der Hand andrückt und dann der Oberfläche die ungefähre Form giebt.

Zweckmässig ist die zu Lautenthal gebräuchliche Methode, den Mergel zuzubereiten. Alter schon gebrauchter Mergel wird mit Wasser stark angenetzt, in diesem Zustande ins Sieb gebracht und mit trocknem frischen Mergel gemeinschaftlich durchgesiebt. Hierbei bilden sich weniger leicht Klümpe, wie bei dem obigen Verfahren, und findet somit eine vollkommenere Ausnutzung des Herdmaterials statt.

Um guten Mergel zu sparen, bringt man da, wo der Herd am dicksten werden muss, alten bleioxydfreien Mergel vom vorigen Treiben (Herdmergel) hin, der dann wegen schwächerer Bindekraft stark mit Wasser angefeuchtet werden muss. Das Feststampfen geschieht anfangs mit erwärmten grossen hölzernen Kolben (Taf. VI, Fig. 99) von der Mitte ab, dann vom Kranz herunter mit einem kleinen hölzernen Kolben; hierauf wird der Herd und dann der Kranz mit einem Bleikolben (Taf. VI, Fig. 100) festgestossen, der Kranz durch nochmaliges Stossen mit einem eisernen Fäustel (Taf. VI, Fig. 101) geglättet und oben, wo die Oberfläche des Treibens zu stehen kommt, mit einem Herdstück festgeklopft, um ein Einfressen des Metalls bei seiner kreisenden Bewegung in der Abstrichperiode zu verhüten, und zuletzt der ganze Herd mit dem grossen Kolben schlicht gestossen. Dann wird mittelst der Setzwage geprüft, ob der Fall des Herdes richtig ist. Dieser muss nämlich in der Hölle den meisten Fall haben, also am dicksten sein, weniger vom Windofen und Blech her und am wenigsten unter den Kannen, um einen möglichst gleichmässigen Glättestand an der ganzen Peripherie herum herbeizuführen. Weil nun die Glätte durch den Gebläsestrom stets von der Kannenseite dem Glättloche zugetrieben wird, so verhindert man ein Blosslegen des Metallbades von Glätte (ein Kahl- oder Blankgehen) an den Kannen durch den bezeichneten verschiedenen Fall des Herdes. Das Ausrunden des Herdes geschieht mittelst einer Schrappe (Taf. VI, Fig. 102). Die richtige Construction eines Herdes in der angegebenen Weise erfordert viel Uebung. Ist dieselbe mittelst der Setzwage als richtig erkannt, so schneidet man am tiefsten Punkte, da wo sich das Silber ansammeln soll, mit der Spurscheere (Taf. VI, Fig. 103) eine zirkelrunde Vertiefung von 10—16″ Durchmesser und etwa $^1/_2$ Zoll Tiefe (Spur, Blickspur) so ein, dass zwei gerade Linien, vom Glättloche und von der Mitte zwischen den Kannenaus gezogen, sich im Mittelpunkte derselben schneiden.

Ganz besondere Sorgfalt muss auf die Anfertigung der Brust verwendet werden, über welche demnächst die Oxydationsproducte aus dem Herde fliessen. Das dazu

verwendete Material, aus 5 Theilen frischem und 3 Theilen altem Herdmergel bestehend, wird so stark angefeuchtet, dass es sich bequem mit der Hand ballen lässt. Dasselbe wird lagenweise mit einem Herdstück aufgestampft und zwar um so sorgfältiger und fester, je höher man hinauf kommt. Die Brust wird gewöhnlich einige Zoll höher gemacht, als der demnächstige Metallspiegel steht, und sie verläuft sich möglichst flach nach dem Herde zu. Wollte man nur frischen Mergel, ohne Zusatz von altem Herdmergel, zur Anfertigung der Brust verwenden, so liesse sich dieselbe wegen zu bedeutender Festigkeit nur schwierig niedriger machen.

An einen guten Herd stellt man folgende Anforderungen:

a) Gehörige Form. Um dem Metallspiegel eine möglichst grosse Oberfläche zu geben, wird der Herd vom Kranze herab bis auf die Herdfläche gehörig ausgekrämpt, besonders unter den Kannen. In der Hölle und vor der Brust muss er am höchsten sein, damit das Treiben an der Kannenseite immer gehörige Glätte hat und nicht kahl geht. Durch verschiedene Richtung der Düsen lässt sich dieser Fehler nicht hinreichend corrigiren. Bei unebenem, wellenförmigem Herde bleiben einzelne Sümpfe von Werkblei und Glätte stehen (der Herd hat flache Stellen, es körnt), welche Metallverlust verursachen können. Hat der Herd zu viel Fall und läuft er steil nach der Mitte zu, so erhält der Metallspiegel weniger Oberfläche, es glättet langsamer zu, das Treiben wird bedeutend verlängert und mehr Brennmaterial verbraucht. Auf einem zu flachen Herde steht die Glätte dünn und zertheilt, es körnt und raubt, und der Arbeiter muss in solchem Falle die Glätte durch Zulegen der Glättgasse auf dem Treiben anzusammeln und zu erhalten suchen, damit er nicht nöthig hat, Blei oder feine Glätte zuzusetzen, wodurch der Process verlängert wird. Körnt ein Treiben bei flachem Herde, so legt man wohl einen Barnstein hinter die Spur, um das zu starke Schieben der Windströme zu verhindern.

Dem Herd die passende Form zu geben, erfordert grosse Uebung und Geschicklichkeit, und obgleich die Grundform meist gleich bleibt, so muss sie doch unter Um-

ständen modificirt werden, z. B. wenn die Dimensionen der Ringmauer durch Ausbrennen oder Ausdehnung erweitert sind, wodurch die Kannen aus ihrer richtigen Lage kommen; wenn ein Balg weniger Wind liefert, als der andere etc. Ein Herd passt, wenn während der ganzen Dauer des Treibens der Metallspiegel an seiner Peripherie hinreichend mit Glätte versehen ist, das Treiben stets bis zum Blicken rund steht und die Blickspur gehörig abgewogen ist.

b) Hinreichende Festigkeit. Der Herd muss überall gleichmässig stark und nicht in verschiedenen Schichten, sondern auf einmal festgestossen werden. Zu trockner Mergel veranlasst leicht ein Prellen, ein Ablösen von Schaalen, in Folge dessen der Herd von eindringendem Metall leicht gehoben werden kann. Ein zu lockerer Herd saugt zu viel Blei- und Silberoxyd ein; bei zu grosser Festigkeit treten dieselben Uebelstände hervor, die ein thoniger Mergel herbeiführt. Die Festigkeit ist hinreichend, wenn er keine Eindrücke mit den Fingern annimmt.

c) Gehörige Dicke. Ist eine solche nicht vorhanden, so dringt das geschmolzene Metall an den dünneren Stellen leicht durch, sickert durch den Stein- in den Schlackenherd, und das Treiben ist damit oft verloren (das Treiben ist durchgegangen). Man zapft in solchem Falle die noch auf dem Herd stehenden Werke ab, reisst Mergel- und Steinherd weg und sammelt das Blei wieder aus den Schlacken, indem man dieselben nöthigen Falls saigert.

Bei nicht hinreichender Höhe des Herds am Rande fliessen auch wohl die Werke darüber weg ins Gemäuer und zeigen sich im Aschenfall oder den Canälen zur Ableitung der Feuchtigkeit.

2) Kupferverblaseofen zur Altenauer Hütte. Dieser Ofen (Taf. V, Fig. 76—78) ist im Allgemeinen wie ein Treibofen construirt, mit einer gemauerten Kuppel und vor dem Blechloche mit einem in 2 Abtheilungen getheilten Stechherd versehen, in welchen die verblasenen Kiehnstöcke abgelassen und dann in Scheiben ausgehoben werden. Kupferverblaseofen

a Windofen. *b* Schürloch. *c* Ringmauer. *d* Kreuzcanäle in der Grundmauer, mit Steinplatten belegt. *e* Schlacken-

herd. *f* Steinherd. *g* Gestübbeherd. *h* Flammloch. *i* Balken. *k* Blindbogen. *l* Schlackenloch. *m* Stichöffnung, während des Processes mit einem Barnstein geschlossen. *n*. Blechloch. *o* Kannenlöcher. *p* Oeffnung in der Kuppel, mit einem eisernen Deckel *q* verschliessbar. *r* Aeussere Höllenmauer. *s* Räume für die Stechherde, welche von einer 6″ starken, durch Eisenreife gebundenen Barnsteinmauer *t* eingeschlossen sind.

Der Ofen hat folgende Dimensionen:

Lichter Durchmesser unten im Ringe 10′; die Mitte des Steinherds liegt über der Hüttensohle 1′ 10″; Ansteigen des Steinherdes von der Mitte nach dem Bleche, den Kannen und dem Balken 5″; Höhe des Blechs über der Mitte des Steinherdes 1′ 3″; desgleichen der Kannen 1′ 4″; desgleichen des Balkens 1′ 5″; Fall von der Mitte des Steinherdes nach dem Schlackenloche 2″; lichte Höhe des Blechbogens 1′ 9″; lichte Weite desselben 2′ 9″; Höhe des Schlackenloches über dem Herde in der Gasse 2′ 10″; Weite des Schlackenloches 1′; Entfernung der Kannen von Mitte zu Mitte 2′; Weite der Kannenlöcher 8″; Höhe derselben 1′; Höhe der beiden den Kannen gegenüberliegenden Stichöffnungen 1′; Breite derselben 5″; Höhe vom Steinherde bis oben unter die Kuppel 6′; Durchmesser der oberen Kuppelöffnung 1′; ganze Länge des Windofens excl. der Stirnmauer 7′; lichte Länge desselben 5′; lichte Breite des Windofengewölbes nebst Blindbogen 3′ 6″; lichte Weite des Schürloches 1′ 6″; lichte Höhe desselben 1′ 8″; lichte Weite desselben im Windofen 1′ 9″; Höhe des Windofengewölbes vom Balken nach dem Schürloche zu 6″; desgleichen nach den Kannen zu 11″; höchste Höhe des Windofengewölbes von der Mitte des Balkens ab 1′ 3″; mittlere Breite des Balkens 1′ 6″; Ansteigen des Rostes 4″; Entfernung der 12 Roststäbe von einander 2″; Länge der Stechherdmauer 7′; Breite derselben 4′; Höhe derselben 2′ 6″.

Der Herd wird möglichst flach aus schwerem Gestübbe (3 Theilen gewöhnlichem Kohlengestübbe mit noch 2 Theilen Thonschiefermehl) geschlagen. Vor dem Schlackenloche im Herde bildet man eine kleine Vertiefung, in welcher sich

das vor dem Schmelzen des Schwarzkupfers etwa noch aussaigernde Werkblei ansammelt.

3) Bleisteinverblaseofen (Steintreibofen) zur St. Andreasberger Hütte. Derselbe gleicht ganz einem Treibofen mit gemauerter Haube und weicht nur in folgenden Dimensionen vom Andreasberger Treibofen ab: Höhe der Haube von der Mitte des Steinherdes 5′ 6″; Mitte des Steinherdes über der Hüttensohle 1′ 8″; Ansteigen des Steinherdes nach dem Bleche, den Kannen und dem Balken 8″; Höhe der Kannen über der Mitte des Steinherdes 1′ 3″; desgl. des Balkens 1′ 4″; desgl. des Glättloches 1′ 6½″. Bleistein-verblase-ofen.

Der Herd wird von ordinairem Gestübbe (⅓ Thonschiefermehl und ⅔ Kohle) geschlagen.

Dieser Ofen dient auch zum Verblasen des Kupfersteins, des Schwarzkupfers und des Abstrichs.

§. 25. Gefässöfen.

Es gehören in diese Abtheilung Röst- und Sublimirapparate, welche zur St. Andreasberger Hütte zur Darstellung von arseniger Säure angewandt werden. Man kann den Pattisonschen Apparat und den Silberfeinbrennofen auch hierher rechnen. Röst- und Sublimir-apparate.

1) Arsenikröstofen, Muffelröstofen. (Taf. V, Fig. 79—81), Fig. 79 Vertikaldurchschn. nach *CD*, Fig. 80 desgl. nach *CD*, Fig. 81 Horizontaldurchschn. nach *EF*. Arsenik-röstofen.

a Oeffnung zum Einbringen des Arsenikschliegs. *b* Röstherd mit 7″ Ansteigen. *c* Gusseiserne, eine Muffel bildende Bögen. *d* Schlitz im Herd, durch welchen die Rückstände in den Raum *e* gelangen. *f* Arbeitsöffnung mit der Walze *g* zur Leitung des Gezähes. *h* Schlot zur Entfernung zurücktretender Dämpfe. *i* Oeffnung, durch welche die arsenige Säure in den Giftfang *k* tritt. *l* Schieber zur Regulirung des Zuges. *m* Doppelte Lage Barnsteine. *n* Züge, durch welche die Flamme unter den ganzen Herd geleitet wird. Sie sind durch die Züge *o* mit einander verbunden, und aus diesen tritt die Flamme neben und über die Muffel in den Raum *p*, welcher mit der Esse *q* in Verbindung steht. Der Zug in letzterer kann durch den Schieber *r* regulirt werden. *s* Hohler Raum zwischen dem Feuer- und

Traggewölbe. *t* Ueberwölbte Feuerungsvorrichtung mit Rost, mit den Zügen *n* in Verbindung. *u* Aschenfall. *v* Rauchschlot über der Feuerung. *w* Verschliessbare Oeffnungen zum Reinigen der Flammenzüge.

Die Muffelröstofen haben, wenn man sie mit gewöhnlichen Röstflammofen mit directer Flammenfeuerung vergleicht, gewisse Nachtheile. Sie absorbiren mehr Brennmaterial, gestatten keine beliebige Regulirung der Temperatur und veranlassen bei leichtflüssigen Erzen etc. leicht ein Sintern, weil die Erhitzung derselben von unten geschieht. Aber dennoch zieht man die Muffelröstofen für das Rösten von silberreichen arsenhaltigen Substanzen den anderen Oefen vor, weil man einen zu grossen Silberverlust durch Verflüchtigung abseiten der heissen gasförmigen Verbrennungsproducte und eine Verunreinigung der arsenigen Säure in den Condensatoren durch Russ, metallisches Arsen und Arsensuboxyd nicht zu befürchten hat.

In Berührung mit einer russigen Flamme könnte ein Theil der arsenigen Säure leicht reducirt werden.

Da man es bei diesen Oefen in der Gewalt hat, reine atmosphärische Luft in grösserer oder geringerer Menge auf das Röstgut zu leiten, so kann man eine sehr vollständige Röstung erreichen.

Dem Andreasberger Ofen hat der Reichensteiner Arsenikröstofen zum Muster gedient. Letzterer hat keine eigentliche Muffel, sondern enthält nur einen muffelförmigen Raum, dessen Wände der bessern Haltbarkeit wegen mit den Ofenwänden, soweit als thunlich, verbunden sind.

Arsenik-raffinir-Apparat.

2) Arsenikraffinirapparat (Taf. V, Fig. 82—85). Fig. 82 Vorderansicht, Fig. 83 Vertikaldurchschn. nach *AB*, Fig. 84 Horizontaldurchschn. nach *CD*, Fig. 85 desgleichen nach *EF*.

a und *a'* gusseiserne Kessel. *b* Feuerung. *c* Rost. *d* Aschenfall. *e* Füchse, welche je zwei von einer Feuerungsvorrichtung durch einen gemeinschaftlichen Canal *e'* in die gemeinsame Schlotte *f* führen. *g* Gusseiserne Cylinder (Trommeln) mit dem Hut *h* und einer knieförmigen Röhre *i*, welche in die durch eine eiserne horizontale Zunge *l* in

zwei Abtheilungen getheilte Verdichtungskammer *k* führt. *m* Schlot in der oberen Kammerabtheilung. *n* Oeffnung im Hute zum Einbringen einer eisernen Nadel. *o* Schürloch. *p* Canal, welcher den Feuerungsraum mit dem Schlot *f* verbindet.

3) Galeerenofen zur versuchsweisen Darstellung von Realgar (Taf. V, 86—89). Fig. 86 Seitenansicht, Fig. 87 Vorderansicht, Fig. 88 Verticaldurchschn. nach *AB*, Fig. 89 Horizontaldurchschn. nach *CD*. *a* Thonröhre. *b* Vorlage. *c* Feuerung. Realgarofen.

4) Silberfeinbrennherd in der früheren Münze zu Clausthal (Taf. I, Fig. 22—26). Fig. 22 Vorderansicht, Fig. 23 Vertikaldurchschnitt nach *AB*, Fig. 24 Horizontaldurchschnitt nach *CD*, Fig. 25 Muffel im Grundriss, Fig. 26 Muffel und Test, Durchschnitt im vergrösserten Masstabe. Silberfein-Brennherd.

a Grosse Oefen für 4 Teste. *b* Kleiner Ofen für 1 Test. *c* Horizont. Hauptcanal. *d* Kleine Zuglöcher. *e* Vertikale mit *c* verbundene Züge, von denen hinter jedem grossen Ofen 4, hinter jedem kleinen einer liegt. *f* Vertikale Zugcanäle, welche durch den Unterbau bis zum Hauptzuge und von da, wie die Züge *e*, durch die Hinterwand gehen. *g* Eiserne Platte. *h* Testpfanne. *i* Vertiefungen zum Einstecken von Eisenstäben, auf denen die Blicksilberkuchen behuf der Zerkleinerung erhitzt werden. *k* Kleine lose Mauer von Barnsteinen nahe an der Muffel, mit einer 8 Z. breiten und 6 Z. hohen Arbeitsöffnung *l* versehen.

Wie aus Vorstehendem hervorgeht, wendet man zweierlei Arten von Feinbrennöfen an.

Die kleinen Brennöfen sind niedrige, starkbauchige, birnförmige Schachtöfchen, vorn offen und unten an ihrer Peripherie zu beiden Seiten und hinten mit Zugöffnungen *d* von $1^1/_2$—2″ Durchm. versehen. Die Zuglöcher an der Hinterseite stehen mit einem Hauptcanal *c* von 4″ Weite in Verbindung, der hinter sämmtlichen Oefen, die auf einem 3′ 6″ hohen gemauerten Unterbau stehen, durchgeht. Die Zuglöcher an der Seite communiciren mit in dem Unterbau angebrachten vertikalen Spalten *f*, durch deren mehr oder wenigeres Verschliessen man den Zug regelt. 1′ 2″ von der Vorderseite des Schachts nach hinten zu befindet sich

am Boden ein $2^1/_2''$ tiefer Absatz, vor welchem demnächst der Test niedergesetzt wird.

Es stehen drei solcher kleinen, durch Mauern getrennten Oefen neben einander, und zu beiden Seiten derselben befindet sich ein grosser, welcher ganz dieselbe Einrichtung hat, nur dass wegen der fehlenden Zwischenmauern seine Weite bedeutend grösser ist. An der Hinterwand desselben befinden sich 4 Zuglöcher *d*. Man hat damit eine Brennmaterialersparung bezwecken wollen, welche jährlich 10—20 Karren beträgt. Die grossen Oefen strahlen aber ungleich mehr Hitze aus, als die kleinen, wodurch die Arbeit viel beschwerlicher wird.

Die Dimensionen der Feinbrennöfen sind folgende:

	Kleine Oefen	Grosse Oefen
Höhe an der Vorwand	1′ 9″	1′ 9″
„ „ „ Hinterwand	1′ 11″	1′ 11″
Weite unten	1′ 9″	5′ 10″
Weite oben	— 10″	5′ 2″
Tiefe bis zum Absatz	1′ 2″	1′ 2″
Ganze Tiefe unten	3′ 4″	3′ 4″
„ „ oben	2′ 5″	2′ 5″
Höhe des Unterbaues	3′ 6″	3′ 6″

Zustellung des Ofens.

Die getrockneten Teste werden zunächst mittelst Asche und kleiner Kohlen fest und bei Zuhülfenahme einer Setzwaage horizontal in den Ofen eingesetzt und dann mit Muffeln überdeckt. Diese sind mit Zuglöchern versehen, welche sehr zweckmässig mit zerbrochenen Muffelstücken lose zugelegt werden, damit keine Kohlen hindurch aufs Metallbad fallen.

Hierauf wird die offene Vorderseite des Ofens mit Barnsteinen lose vermauert bis auf eine mit der Muffelmündung communicirende Oeffnung, durch welche das erwärmte und zerschlagene Blicksilber in Posten von höchstens 42 Pfund eingetragen wird. Die Grösse der Posten richtet sich nach der Grösse der Blicksilberlieferung; die kleinsten Teste fas-

sen 26 Pfund, die oben bezeichneten grossen höchstens 42 Pfund.

Das Schlagen des Testes geschicht auf folgende Weise: In die festgestellte, mit Wasser ausgestrichene, innen oxydirte, gusseiserne Testschaale von 1′ 10″ Durchm. und 5″ Höhe wird angefeuchteter Aescher mit der Faust eingedrückt, mit einem platten bleiernen Hammer in concentrischen Kreisen festgeklopft, mit einem Messer geebnet, dann mit dem Hammer, zuletzt mit einer Mörserkeule festgestampft und 24 Stunden zum Trocknen stehen gelassen. Hierauf wird mit einem scharfen Messer eine Vertiefung von etwa 1′ Durchm. und 4″ Tiefe eingeschnitten, diese mit einem stumpfen Messer nachgeputzt, mit trocknem Aescher bestreut und mit hohlen blechernen Kugeln geglättet.

Versuche, anstatt des Aeschers Mergel zu nehmen, fielen ungünstig aus; der Process wurde bedeutend in die Länge gezogen und das Silber wollte nicht fein werden.

Pattison-sche Kesselbatterie.

5) Pattison'scher Krystallisirapparat zur Altenauer Hütte (Taf. III, Fig. 43—47). Fig. 43, Vertikaldurchschnitt nach *cd*. Fig. 44, Vertikaldurchschnitt nach *ab*. Fig. 45, Vorderansicht. Fig. 46, Ansicht von oben. Fig. 47, Horizontaldurchschnitt unter dem Rande.

a gusseiserne Krystallisirkessel von 5′6½″ Durchmesser und 2′10″ Tiefe, oben 2″ und im Boden 3″ dick. Gewicht 53—54 Zollcentner. Der letzte Kessel, welcher das fertige Armblei enthält, hat 4′10″ Durchm., 2′5¾″ Tiefe bei 2½″ Bodenstärke. *b* Kesselrand, 15¼″ breit und 1¾″ dick. *c* Tragsteine für den Kessel, Sandsteine von Willensen, auf einem Barnsteinpfeiler im Mauerwerk ruhend, so dass das übrige Mauerwerk, ohne das Fundament der Tragsteine zu lädiren, abgebrochen werden kann. Die Tragsteine sind nach oben zugeschärft. *d* Barnsteinrand, durch welchen ein Canal *e* oben um den Kessel herum gebildet wird. *e* Canal, mit dem untern Raum *f* unter dem Kessel durch eine Oeffnung *g* in Verbindung stehend. *h* Schlackensteinmauer mit dem Gewölbe *i*. *k* Schürlochsrahmen von Eisen. *l* Schürloch. *m* Schlackensteinmauer. *n* Eiserne Tragplatte für

das Mauerwerk *m*. *o* Aschenfall. *p* Rost. Die auf dem Roste erzeugte Flamme tritt in den bauchigen Raum *f* unter den Kessel, gelangt von da durch die Oeffnung *g* im Barnsteinrande *d* in den Canal *e*, umzieht den oberen Theil des Kessels und steigt durch den schrägen Canal *q* in den horizontalen, durch eine Zunge *r* getheilten Zug *s* und von da gemeinschaftlich von 2 Kesseln in eine Esse. Senkrechte Höhe der Esse von der Sohle des Querzuges *s* für Waasen und Torf 29′8″, wobei der Rost 23½″ unter dem Kesselboden liegt, so dass die Zughöhe vom Roste ab 28′ 10½″ beträgt. Für Steinkohlenfeuerung liegt der Rost 16″ unter dem Kesselboden und der Schornstein ist um 7′ 6″ erhöht, so dass die senkrechte Höhe der Esse von der Sohle des Querzuges *s* ab 37′ 2″ und vom Roste ab 35′ 9″ beträgt.

Drittes Kapitel.

Werkzeuge und Geräthschaften.

§. 26. Allgemeines.

Arbeitswerkzeuge.

Es soll im Nachstehenden das Gezäh beim Rösten, bei den Schachtofenarbeiten, beim Abtreiben, beim Pattisoniren, beim Silberfeinbrennen und bei den Arsenikarbeiten aufgeführt werden.

§. 27. Röstgezäh.

Röstgezäh.

Beim Rösten der Kupferkiese, der Blei- und Kupfersteine braucht man Kratz und Trog, Spitzhammer, Schaufeln, Fäustel u. a.

§. 28. Gezäh etc. beim Schachtofenbetriebe.

Schmelzergezäh.

1) Beim Zumachen der Oefen:

Herdholz (Taf. V, Fig. 86), Stichholz (Taf. V, Fig. 87), gusseisernes Stossfäustel, Spurmesser zum Ausschneiden des Herdes.

2) auf dem Beschickungsboden:

Holztröge zur Aufnahme des Satzes von 20′ Länge, 12′ Breite und 3″ Tiefe, Kohlenfüllfässer von 2′6″ Länge, 2′ Breite und 8″ Tiefe, Kohlenkrahle, Kratze zum Wegfüllen der Beschickung, Wassereimer.

3) vor dem Ofen: Forke oder Schlackengabel (Taf. V, Fig. 88) zum Abwerfen der Schlacke, Stecheisen (Taf. V, Fig. 91) zur Oeffnung des Stiches, Stopfhölzer zum Verstopfen des geöffneten Stichs, Kellen (Taf. V, Fig. 90) zum Ausschöpfen des Bleies, eiserne Formen zur Aufnahme der ausgeschöpften Massen (Werkeformen Taf. II, Fig. 33 *d*, Frischbleiformen Taf. III, Fig. 56 *a*, Hartblei- und Krätzbleiformen Fig. 56 *b*, Schlackensteinformen etc.), Brusträumer (Taf. V, Fig. 89) zum Ausräumen des Herdes, namentlich der Ansätze hinter dem Vorsetzstein, Räumeisen (Taf. V, Fig. 93) zur Reinigung des Herdes von Ansätzen, Herdschaufel (Taf. V, Fig. 92) zum Aufwerfen von Kohlenlösch auf den Herd, zur Herstellung der Schlackentrifft, zum Ausziehen der Asche aus dem Vorherd beim Abräumen, zum Abziehen des Gestübbes von den Werken etc., Hohlkrücke (Taf. V, Fig. 94) zum Ausräumen des Herdes beim Ausblasen, schmiedeeisernes Fäustel von 12—14 Pfd. Gewicht zum Eintreiben des Stecheisens oder des Räumeisens, Räumnadel von ¾″ Stärke und 14′ Länge zum Herabholen des hängen gebliebenen Satzes, Wassereimer.

§. 29. Treibofengezäh.

Gezäh beim Abtreiben.

1) Beim Schlagen des Herdes: Mergelkrahle (Taf. VI, Fig. 98) zum Anmachen und Andrücken des Mergels im Ofen, hölzerne Stösser (Taf. VI, Fig. 99) von 8″ Durchmesser, Bleikolben (Taf. VI, Fig. 100) von 6″ Durchmesser und eisernes Fäustel (Taf. VI, Fig. 101) zum Aufstampfen der Herdmasse, Schrappe (Taf. VI, Fig. 102), ein 3″ breiter und ½″ starker gekrümmter Holzspahn zum Ausrunden des Herdes, Setzwage zum Abwägen des Herdes, Spurscheere (Taf. VI, Fig. 103) zum

Ausschneiden der Blickspur, Wassereimer, Stunzen, Sieb etc.

2) Beim Abtreiben: Abziehhaken von 3'6" Länge (Taf. VI, Fig. 97) zum Anspiessen eines Holzknüppels behuf Abziehens des Abstrichs, Glätthaken von 3'3"—8' Länge (Taf. VI, Fig. 96) zum Offenerhalten der Glättegasse, Glättemeissel (Taf. VI, Fig. 95) von 3'6" Länge, Silbermeissel (Taf. VI, Fig. 104) zum Ausheben des Blicksilbers, Silberhammer zur Reinigung des Blicksilbers durch Beklopfen, Silbergerenne zur Zuführung von Wasser behuf Abkühlung des Blickes, Keilhaue, Glätteisen und hölzerner Hebebaum zum Wegbringen der Glättepatzen, Forke und Schaufel zum Wegschaffen des Abstrichs etc.

§. 30. Gezäh beim Pattisonschen Krystallisirprocess.

Pattisonsches Gezäh.

Durchlöcherte Schöpfkellen (Taf. VI, Fig. 113) zum Ueberschöpfen der Bleikrystalle, Bleidreckkelle (Taf. VI, Fig. 105) zum Abschöpfen des Bleidrecks vom Metallbad, Rühreisen oder Bändiger (Taf. VI, Fig. 106), Abziehhaken mit Holzknüppel (Taf. VI, Fig. 107) zum Abziehen des Bleidreckes, Räumeisen (Taf. VI, Fig. 108, 109) zum Abstossen erstarrter Bleiränder, Kelle zum Probeholen (Taf. VI, Fig. 110) und zum Ausschöpfen des Armbleies (Taf. VI, Fig. 111), Werkeform (Taf. VI, Fig. 112 *a*), Armbleiform (Taf. VI, Fig. 112 *b*).

§. 31. Geräthschaften beim Silberfeinbrennen.

Geräthschaften.

1) Zum Testschlagen braucht man: Holzklotz mit darauf befestigter Eisenschaale, in welche man auf etwas Aescher die auszufüllende Testschaale stellt, Sieb zum Sichten des Aeschers, Pinsel zum Anfeuchten der Testpfanne, bleierne und eiserne Stösser zum Feststampfen des Aeschers, verschiedene gerade und gekrümmte Messer zum Egalisiren, Ausschneiden und Nachputzen des Aeschers, hohle Blechkugel von 6" Durchmesser zum Glätten, Setzwagen beim Einsetzen des fertigen Testes in den Feinbrennofen.

2) Beim Feinbrennen: diverse Zangen zum Fassen des Blickes beim Glühen und zum Ausheben des Brandsilbers, kupferne Tröge zur Aufnahme des geglühten Blickes, diverse Hämmer zum Zerschlagen des Blickes, zum Beklopfen der gespratzten Brandstücke, zum Zusammenschmieden in die passende Form, zum Numeriren der Brandstücke; Klüfte zum Eintragen des zerschlagenen Blicksilbers auf die Teste und zum Nehmen der Tupfprobe, kupferne Gerenne zum Nachgeben der kleinen Silberreste auf die Teste, zum Zuleiten von Wasser auf das Brandsilber während und nach dem Spratzen, Haken zum Umrühren des eingeschmolzenen Blickes, zum Abstreichen der darauf fallenden Kohlen, zum Hinschieben der Glättperlen an den Rand, zum Offenhalten der spratzenden Stelle (Kühlhaken), Meissel zum Ablösen des Brandsilbers vom Teste, zum Ausstemmen der Wurzeln und des festgewordenen Testes beim Ausschlagen desselben, Kratze zur Reinigung des Brandsilbers von anhaftenden Kohlen, Drahtbürsten (Kratzbürsten) zum völligen Reinigen des Silbers, Hohlmeissel, um Aushiebproben zu nehmen, Probeschaale zur Aufnahme der Aushiebproben, Kühlpfanne zur völligen Abkühlung der behämmerten Brandstücke in Wasser.

§. 32. Geräthschaften bei der Arsenikarbeit.

1) Bei der Röstarbeit: eiserne Schaufel zum Eintragen des rohen Erzes in den Ofen; Kratze mit 8′6″ l. und ³/₄″ dickem Eisenstiel, 4′6″ langem Holzstiel, 1′ breitem und 5″ hohem Blatt, zum gleichmässigen Ausbreiten des Erzes und zum Herausziehen des abgerösteten Rückstandes; Spatel von 7″ L. und 4″ Br. mit 3′5″ l. und ³/₄″ dickem Eisenstiel und 5′6″ langem Holzstiel zum Aufrühren und Umspateln des Erzes während des Röstens, Forke mit 6″ langen Zinken, 4′ l. und ³/₄″ dickem Eisenstiel und 4′ langem Holzstiel zum Nachschüren des Holzes. Geräthschaften.

2) Beim Raffiniren der arsenigen Säure: Kratze und Trog zum Einfüllen des Arsenikmehles in die Sublimirkessel; Probeeisen von 9′ Länge und ³/₄″ Dicke, nach dem einen gestahlten Ende sich zuspitzend,

am andern mit einem ringförmigen Griff versehen, dient zur Untersuchung des Ganges der Sublimation, indem dasselbe durch ein in dem eisernen Hut befindliches Loch gesteckt wird und dann mehr oder weniger weiss oder gar nicht beschlägt, je nach der Entwicklung von arseniger Säure; auch wird dasselbe zum Losstechen des auf dem Kesselboden sitzenden Rückstandes gebraucht; eiserne Meissel mit verstahlten Schneiden von 6′ L., 2″ Br. und 1/4″ Dicke und 2′ langem Holzstiel, zum Ablösen des Arsenglases von den Eisentrommeln; eine Schaufel, nach der Mündung des Kesselbodens gekrümmt, mit 4′ langem Holzstiel, zum Ausräumen der Rückstände aus den Kesseln; 2 Scheidehämmer, um das unreine graue Arsenikglas von dem reinen weissen zu trennen; Verpackungstonnen zur Aufnahme von 100 Pfd. Arsenglas, deren Fugen mit ungebleichtem Nessel verklebt sind. Dieselben sind 1′6″ h., am Deckel und Boden 13″ und im Bauch 15″ weit; an beiden Enden sind sie mit eisernen Reifen beschlagen, zwischen denen sich noch 10 Holzreife befinden.

Viertes Kapitel.

Gebläse.

§. 33. Allgemeines.

Verschiedene Gebläsemaschinen. Spitzbälge.

Bis zum Jahre 1856 waren auf den Oberharzer Silberhütten nur hölzerne Spitzbälge in Anwendung. Trotz ihres geringen Wind- und Krafteffectes geben dieselben bei einer hinreichend grossen bewegenden Kraft eine erträgliche Windpressung, sind in ihrer Herstellung und Unterhaltung wohlfeil und ihr Gang ist leicht durch den Arbeiter selbst zu reguliren. Dagegen wirkt die intermittirende Ausströmung des Windes aus den Bälgen unvortheilhaft auf den Schmelzprocess und die Nasenführung ein und die Menge der erforderlichen Aufschlagewasser ist sehr bedeutend. Letzterer Umstand hauptsächlich hat bei dem öfters eintre-

tenden Wassermangel zur Altenauer Hütte Veranlassung zur Anlage eines stehenden Cylindergebläses im Jahre 1856 gegeben; aus demselben Grunde und um den Fortschritten der hüttenmännischen Technik Rechnung zu tragen, ist im Jahre 1858 zur Clausthaler Hütte ein horizontales Cylindergebläse eingebaut und liegt es in der Absicht, in der nächsten Zeit die Lautenthaler Hütte auch mit einem, dem Altenauer gleichen Gebläse zu versehen. Cylindergebläse.

Einfluss der Cylindergebläse auf das Schmelzen.

Die Einführung der Cylindergebläse statt der Spitzbälge hat auf den genannten Hütten den besten Einfluss auf den Schmelzprocess gehabt, die Oefen gehen reiner, die metallischen Producte separiren sich in Folge der grösseren Hitze im Herde und des ruhigeren Schmelzens besser, die Stiche bleiben hitziger, bei Eintritt eines abnormen Ofenganges lässt sich derselbe durch Erhöhung der Pressung — was bei Bälgen weniger möglich war — leichter verbessern u. dgl. m. Zur Altenauer Hütte ist der Bleistein ärmer an Blei und reicher an Kupfer geworden, so dass man das 4. Bleisteindurchstechen hat weglassen können; die Oefen haben in der Tiefe grössere Dimensionen erhalten, in Folge dessen man mehr durchsetzen und die Schmelzcampagnen verlängern kann. Während man z. B. im Jahre 1849 noch 20 Ofen-Zumachen beim Schliegschmelzen jährlich hatte, gingen dieselben seit Anwendung weiterer Oefen und nach dem Einbau des Cylindergebläses auf 11 Zumachen herab. Namentlich bei den Brillenöfen hat man einen bessern Ofengang erhalten, indem die Augen bei dem continuirlichen Blasen stets offen bleiben. Auf den Brennmaterialverbrauch hat das neue Gebläse keinen Einfluss gehabt.

Wahl eines horizontalen oder vertikalen Cylindergebläses.

Gebläse mit stehenden Cylindern empfehlen sich bei dem vertikalen Stand der Kolbenstange durch ihre Dauerhaftigkeit und Sicherheit und können gleich zweckmässig durch Wasser- oder Dampfkraft betrieben werden. Sie bedingen aber ein hohes und kräftiges Gebäude und veranlassen einen nicht unbedeutenden schädlichen Raum bei der üblichen Ventileinrichtung.

Horizontale Gebläse sind besonders vortheilhaft, wenn

sie mit einer liegenden Dampfmaschine in Verbindung stehen, an deren Kolbenstange sich der Kolben für das Gebläse befindet. Eine solche Vorrichtung bedarf keines hohen Raumes zur Aufstellung, keines Stützpunktes an den sie umgebenden Gebäuden, der Druck auf das Fundament ist geringer, sie lässt sich leichter repariren und die Anlagekosten sind geringer, als bei Maschinen mit stehenden Cylindern. Als Uebelstände bei horizontalen Gebläsen sind hervorzuheben: die erschwerte Schmierung des Kolbens und der Kolbenstange und der grössere Druck derselben auf die untere Seite der Liederung, welche ein baldiges Schadhaftwerden herbeiführen müsste, wenn man nicht Vorrichtungen zum Stützen der Kolbenstange anbrächte und dem Cylinder keine zu grosse Länge gäbe.

Ein erheblicher Vortheil der liegenden Cylinder besteht darin, dass durch Anwendung hängender Klappenventile oder durch Ventile von Kautschuk ein leichtes und sicheres Spiel derselben, sowie der geringste schädliche Raum erzeugt wird.

Die eigenthümliche Lage der Clausthaler Schmelzhüttengebäude an einem steilen Bergabhange, welche eine Ausgrabung der Gebläseräume erforderlich machte, hat hauptsächlich die Veranlassung zur Wahl eines horizontalen Cylindergebläses mit Kautschukventilen gegeben, obgleich dessen vortheilhafteste Einrichtung dadurch beeinträchtigt ist, dass man statt einer horizontalen Dampfmaschine ein Wasserrad mit Vorgelege hat als Motor anwenden müssen.

Effect der Gebläse.

Die Leistung eines Gebläses wird nach seinem Wind- und Kraft- oder Nutzeffect beurtheilt.

Windeffect.

1) Windeffect. Man drückt denselben ($=E$) durch einen Bruch aus, welcher die Menge M' der vom Gebläse eingesogenen Luft als Nenner und die Menge M der wirklich aus der Düse ausgepressten Luft zum Zähler hat, also $E = \frac{M}{M'}$. Es wird auf diese Weise der durch Undichtheit des Gebläses und der Röhrenleitungen, durch den schädlichen Raum etc. entstehende Windverlust gefunden, welcher bei Cylindergebläsen 20—25% beträgt.

a) Die Menge der vom Gebläse eingesogenen

Luft $= M'$ findet sich nach stereometrischen Formeln durch Ermittlung des in Rücksicht kommenden Rauminhaltes der Gebläse und der Anzahl der Kolbenspiele. Bezeichnet z. B. bei einem doppelt wirkenden Cylindergebläse r den Radius eines Cylinders in Fussen, h die Hubhöhe des Kolbens in Fussen, n die Anzahl der Kolbenspiele in 1 Minute, so ist die Menge M' der von einem Cylinder pro Minute eingesogenen Luft von atmosphärischer Dichte — ohne Rücksicht auf den schädlichen Raum und das Volumen von Kolben und Kolbenstange — in Cubikfussen $M' = 2\, r^2 \pi\, h\, n$.

Sind mehrere Cylinder vorhanden, so muss dieser Ausdruck noch mit deren Zahl multiplicirt werden.

Die complicirtere Berechnung des von einem hölzernen Spitzbalge eingesogenen Luftquantums ist im §. 34 mitgetheilt.

b) Die Menge der aus der Düse eines Gebläses ausströmenden Luft $= M$ ergiebt sich in Cubikfussen, wenn man den Querschnitt der Düse in Quadratfussen mit der Geschwindigkeit der ausströmenden Luft in Fussen multiplicirt.

Bezeichnet d den Durchmesser der Düse in hannoverschen Fussen, π die Ludolphsche Zahl 3,1415 und v die Geschwindigkeit des in einer Secunde aus der Düse austretenden Windes in hannov. Fussen, so beträgt die ausströmende Windmenge M pro Secunde in hannov. Cubikfuss.

$$M = \frac{d^2}{4}\pi . v. \quad \text{(I)}.$$

Die nicht unmittelbar durch Beobachtung anzugebende Grösse v hängt ab von der Pressung, der Temperatur und dem Ausströmungswiderstand der Gebläseluft aus der Düse, sowie von der Temperatur, dem Barometerstande und der Feuchtigkeit der Luft.

Barometer-, Thermometer- und Hygrometerstand (letzterer bleibt gewöhnlich ohne erheblichen Fehler ausser Rechnung) können an passenden Instrumenten beobachtet werden. Um die Verminderung der Geschwindigkeit mit in Rechnung zu bringen, welche die comprimirte Luft in Folge der Contraction der Düsenröhre erleidet, ist durch Ver-

suche ein Coefficient (Ausflusscoefficient) gefunden, mit welchem die theoretische Ausflussmenge multiplicirt werden muss, um die wirkliche Ausflussmenge zu erhalten. Nach neueren Versuchen von Weisbach ist dieser Coefficient μ bei Düsen = 0,91—0,93, so dass also von 100 Cubikfuss Luft, welche der Berechnung nach aus der Düse ausströmen, nur 91 – 93 Cubikfuss Luft wirklich in den Ofen kommen.

Die Windpressung wird mittelst eines Manometers möglichst nahe an der Düsenmündung ermittelt und durch die Höhe ausgedrückt, bis zu welcher die gepresste Luft eine Wasser- oder Quecksilbersäule in der oben offenen Glasröhre des Manometers empor zu treiben vermag. Diese Höhe, in Linien Quecksilber gemessen und in hannoverschen Fussen h ausgedrückt, giebt nun den nächsten Factor zur Berechnung der dieser Pressung entsprechenden Luftgeschwindigkeit an der Düse.

Für die Luft als elastischflüssigen Körper gilt auch die allgemeine Formel für die Geschwindigkeit eines fallenden Körpers und des unter Druck ausfliessenden Wassers, nämlich

$$v = \sqrt{2\,g\,H}$$

worin v die theoretische Ausströmungsgeschwindigkeit einer Luftsäule H in Fussen bezeichnet, welche der am Manometer beobachteten Quecksilbersäule h das Gleichgewicht hält. g drückt die Acceleration = 33,6094 Fuss aus.

Setzt man letzteren Werth in die obige Formel, so ergiebt sich

$$v = \sqrt{2\,.\,33{,}6094\,.\,H} = 8{,}1987\sqrt{H} \quad \text{(II.)}$$

Die Höhe der Luftsäule H in Fussen findet sich aus der Quecksilbersäule h (in Fussen) und dem Verhältniss des specifischen Gewichtes von Luft = d und Quecksilber = D. Es ist $H = h\,.\,\frac{D}{d}$ und zunächst erforderlich, das Dichtigkeitsverhältniss zu ermitteln. Da das Quecksilber, mit 13,597 specifischem Gewicht bei 2,5695 Fuss Barometerstand und 0° C, 10462 mal schwerer als Luft ist, so wiegt, da 1 Cubikfuss Wasser = 53,2 alt. Pfd. hannov., 1 Cubikfuss Luft von 0° C bei obigem Barometerstand

$$= b \frac{53{,}2 \,.\, 13{,}597}{10462} = \frac{723{,}36}{10462} = 0{,}06914 \text{ Pfd.}$$

Wird nun in Rücksicht gezogen, dass die aus der Düse ausströmende Luft unter einem Drucke $b + h$ steht und t^0 Temperatur hat, so ergiebt sich mit Zuhülfenahme des Mariotteschen Gesetzes über die Zusammendrückbarkeit der Gase und des Gay-Lussacschen über die Ausdehnung der Gase durch die Wärme, dass 1 Cubikfuss Luft von t^0 Temp. bei $b + h$ Barometerstand

$$= \frac{0{,}026624\ (b + h)}{1 + 0{,}004\ t} \text{ Pfd. ist.}$$

Da 1 Cubikfuss Quecksilber 53,2 . 13,597 = 723,36 Pfd. wiegt, so verhält sich die Dichte D des Quecksilbers zur Dichte d der Luft von der Temperatur t und dem Druck $b + h$ also:

$$D : d = 723{,}36 : \frac{0{,}026624\ (b + h)}{1 + 0{,}004\ t}$$

oder

$$\frac{D}{d} = \frac{27169{,}3\ (1 + 0{,}004\ t)}{b + h}.$$

Wird nun, da $H = h \frac{D}{d}$ ist, für $\frac{D}{d}$ der obige Werth gesetzt, so ergiebt sich

$$H = \frac{27169{,}3\ (1 + 0{,}004\ t)\ h}{b = h} \quad \text{(III).}$$

Substituirt man diesen Werth für H in die Formel II, so ist

$$v = 8{,}1987 \sqrt{\frac{27169{,}3\ (1 + 0{,}004\ t)\,.\,h}{b + h}}$$

$$= 1351{,}4 \sqrt{\frac{(1 + 0{,}004\ t)\ h}{b + h}},$$

und, der Werth für v in die Formel I gesetzt,

$$M = \frac{d^2}{4}\, 3{,}1415 \,.\, 1351{,}4 \sqrt{\frac{(1 + 0{,}004\ t)\ h.}{b + h}}$$

Dieser, die theoretische Ausflussmenge bezeichnende Ausdruck für M muss mit dem Ausflusscoefficienten $\mu = 0{,}93$ multiplicirt werden, um die wirkliche, in Folge der Zusammenziehung der Düsenröhre verminderte Ausflussmenge zu

erhalten. Es bekommt alsdann obiger Ausdruck nachstehende Form:

$$M = 0{,}93 \cdot \frac{d^2}{4} \cdot 3{,}1415 \cdot 1351{,}4 \sqrt{\frac{(1 + 0{,}004\, t)\, h}{b + h}}$$

$$= 987{,}09\, d^2 \sqrt{\frac{(1 + 0{,}004\, t)\, h}{b + h}} \quad \text{(IV.)}$$

Um das so gefundene Luftquantum, welches unter einem Drucke von $b + h$, also gepresst, aus der Düse ausströmt, auf den dermaligen Barometerstand $= b$ zu reduciren, muss der Ausdruck für M noch mit $\frac{b + h}{b}$ multiplicirt werden, wodurch er sich umändert in

$$M = \frac{b + h}{b} \cdot 987{,}09\, d^2 \sqrt{\left(\frac{(1 + 0{,}004\, t)\, h}{b + h}\right)}$$

$$= 987{,}09 \cdot \frac{d^2}{b} \sqrt{(1 + 0{,}004\, t)\, h\, (b + h)} \quad \text{(V.)}$$

Es bezeichnet darin M die Menge der in einer Secunde ausgeblasenen Luft in hannoverschen Cubikfussen in nicht comprimirtem Zustande von der beobachteten Temperatur t und dem dermaligen Barometerstande b [1]).

---

1) Man reducirt gewöhnlich die durch die obige und ähnliche Formeln gefundene Windmenge auf eine Temperatur von 0° C und einen Barometerstand von 28 Z. (preuss.) = 2,5 Fuss hannov., um bei der Veränderlichkeit von b und t die Windmengen mit einander vergleichen zu können. Es braucht alsdann der Ausdruck für M nur mit $\frac{b}{2{,}5}$ wegen des barometrischen Druckes und mit $\frac{1}{1 + 0{,}004\, t}$ wegen der Temperatur multiplicirt zu werden.

Auf den Oberharzer Silberhütten begnügt man sich bei der Anwendung von nicht erhitzter Gebläseluft mit der obigen Bestimmung.

Es möge hier noch erwähnt werden, dass alle älteren Formeln zur Windberechnung nicht genau sind, da nach *Weisbach* ein wesentlicher Factor in denselben nicht berücksichtigt worden ist, nämlich der Einfluss, welchen die Abkühlung der Luft, durch die Ausdehnung beim Austreten aus der Düse veranlasst, ausübt. (vid. Freiberg. Berg- und Hüttenm. Ztg. 1859, Nr. 4. — *Plattner's* Vorlesungen über allgem. Hüttenkunde, herausgegeben von *Th. Richter*. Bd. I, p. 274).

Setzt man in diese Formel mittlere Werthe, wie sie sich auf den Oberharzer Silberhütten ergeben, als: $d = 2$ Z. $= 0{,}1667$ Fuss, $b = 26$ Z. 8 Lin. $= 2{,}2222$ Fuss und die mittlere Lufttemperatur $t = 15^{\circ}$ C, so vereinfacht sich die Formel noch und man braucht in dieselbe nur den beobachteten Manometerstand zu setzen, um die Menge Luft von 15° C und 26 Z. 8 Lin. Barometerstand pro Min. zu finden.

Die Formel V. ändert sich auf diese Weise um in:

$$M = \frac{987{,}09 \,.\, 0{,}1667^2}{2{,}222} \sqrt{(1 + 0{,}004 \,.\, 15)\, h\, (2{,}222 + h)}$$

$$= 12{,}71 \sqrt{h\,(2{,}222 + h)}. \quad \text{(VI.)}$$

oder mit 60 multiplicirt in:

$$M = 60 \,.\, 12{,}71 \sqrt{h\,(2{,}222 + h)} = 762{,}6 \sqrt{h\,(2{,}222 + h)} \text{ (VII.)},$$

wo M die Anzahl hannov. Cubikfuss Gebläseluft von 15° Temperatur bei 26 Z. 8 Lin. Barometerstand angiebt, welche bei einem Manometerstand von h Fuss (Quecksilbersäule) pro Minute aus der Düse strömt.

Von B. Illing sind nach dieser Formel die Windmengen bei 6—18 Lin. Pressung berechnet und aus der nachfolgenden Tabelle ersichtlich. Die zweite Tabelle giebt eine Reduction von Linien in Fuss für den Fall, dass ein in Linien beobachteter Manometerstand in Fussen in die Formel gesetzt werden soll, was diese verlangt.

---

v. Schwinds Aichmaass für Gebläseluft (*Kraus* österr. Jahrb. 1855, p. 1) giebt ein einfaches Mittel, die Windmengen in österreich. Cubikfussen bei jeder Düsenweite, Pressung, Windtemperatur und Barometerhöhe schneller, als durch jede Rechnung und für die Praxis hinreichend genau kennen zu lernen. Es wäre zu wünschen, dass derartige Rechenschieber auch für anderes, als österreichisches Maass angefertigt würden, um der Reduction des eines Maasses in das andere überhoben zu sein.

1 österr. Fuss = 1,0822 hannov. Fuss
1 „ Cbkf. = 1,2675 „ Cubikfuss.

Tabelle I.				Tabelle II.	
Quecksilberpressung.	Windmenge.	Quecksilberpressung.	Windmenge.	Reduction von	auf
Linien.	Cubikfuss.	Linien.	Cubikfuss.	Linien.	Fuss.
6	233,5	12,5	340,1	1	0,0069
6,5	243,2	13	347,4	2	0,0139
7	252,6	13,5	354,3	3	0,0208
7,5	261,7	14	361,2	4	0,0278
8	270,4	14,5	367,8	5	0,0347
8,5	279,0	15	374,4	6	0,0417
9	287,3	15,5	380,8	7	0,0486
9,5	295,4	16	387,1	8	0,0556
10	303,3	16,5	393,2	9	0,0625
10,5	311,0	17	399,2	10	0,0694
11	318,6	17,5	406,5	11	0,0764
11,5	326,0	18	313,8	12	0,0833
12	333,3				

Krafteffect.

2) Nutzeffect oder Krafteffect. Man versteht darunter das Verhältniss zwischen Kraft und Last, ausgedrückt durch einen Bruch, dessen Nenner die zum Umtrieb des Gebläses wirklich aufgewendete Arbeit angiebt (Krafteffect), dessen Zähler aber die Kraft nachweisst, welche erforderlich ist, um eine bestimmte Windmenge mit einer gewissen Pressung aus einer oder mehreren Düsen zu blasen (Nutzeffect). Der Quotient giebt den reinen Nutzeffect.

a) Krafteffect. Die Bruttokraft oder das Kraftmoment an der Umtriebsmaschine, z. B. einem Wasserrade, ist gleich dem Producte aus der Menge Aufschlagewasser in Cubikfss. pro Sec., dem Gewicht von 1 Cubikfss. Wasser und der Gefällhöhe in Fussen, oder

$$P' = 53,2 \,.\, G \,.\, A \quad \text{(VIII)}$$

in Fusspfunden pro Secunde, wenn 1 Cubikfss. Wasser 53,2 Pfd. hannov. wiegt, G die Gefällhöhe und A die Menge Aufschlagewasser pro Sec. bedeutet.

Letztere berechnet sich nach der Formel

$$A = 0,87084\, a \,.\, b \sqrt{h}$$

worin a die Breite, b die Höhe der Ausflussöffnung, h die

Höhe des Oberwasserspiegels über der untern Kante der Ausflussöffnung bezeichnet, alles in hannoverschen Zollen zu setzen, wo man dann Cubikfss. A in hannov. Masse pro Sec. erhält.

Setzt man den Werth für A in die Gleichung VIII, so ist

$$P' = 53,2 \,.\, G \,.\, 0{,}87084 \,.\, a \,.\, b \,.\, \sqrt{h} \text{ oder}$$

$$P' = 46,3287 \,.\, G \,.\, a \,.\, b \sqrt{h}.$$

b) Nutzeffect. Als solchen (P) hat man das Product der pro Sec. ausgeblasenen Luftmasse in Pfunden $= Q$ und der zur Erlangung der Geschwindigkeit v erforderlichen Fallhöhe in Fussen $= H$, oder

$$P = Q \,.\, H. \quad \text{(IX.)}$$

Es ist nach Formel III

$$H = 27169{,}3 \frac{(1 + 0{,}004\, t)\, h}{b + h}$$

Da nach früherer Angabe (S. 341) 1 Cubikfuss Luft von t^0 Temperatur und $b + h$ Pressung

$$\frac{0{,}026624\, (b + h)}{1 + 0{,}004\, t} \text{ Pfund wiegt,}$$

so ist das Gewicht Q der in einer Secunde ausströmenden Anzahl Cubikfusse Luft M (Formel IV)

$$Q = \frac{M \,.\, 0{,}026624\, (b + h)}{1 + 0{,}004\, t} \text{ oder}$$

$$Q = 987{,}09\, d^2 \sqrt{\frac{(1 + 0{,}004\, t)\, h}{b + h}} \,.\, \frac{0{,}026624\, (b + h)}{1 + 0{,}004\, t} \text{ oder}$$

$$Q = 26{,}2805\, d^2 \sqrt{\frac{h\, (b + h)}{1 + 0{,}004\, t}} \text{ (X).}$$

Setzt man die Werthe für H und Q in die Gleichung IX, so ergiebt sich der Nutzeffect

$$P = QH = 26{,}2805\, d^2 \sqrt{\frac{h\, (b + h)}{1 + 0{,}004\, t}} \,.\, \frac{27169{,}3\, (1 + 0{,}004 t)\, h}{b + h} \text{ oder}$$

$$P = 714013 \,.\, d^2 \,.\, h \sqrt{\frac{h (1 + 0{,}004\, t)}{b + h}} \text{ (XI)}$$

in Fusspfunden pro Secunde, wobei b und h in hannoverschen Fussen und t in Celsiuschen Graden zu setzen ist.

Setzt man für d, b und h die oben (S. 343) angegebenen mittleren Werthe in die Formel XI, so nimmt diese für die

Oberharzer Silberhütten nachstehende einfachere Gestalt an:

$$P = 714013 \,.\, 0{,}1667^2 \,.\, h \sqrt{\frac{h\,(1 + 0{,}004 \,.\, 15)}{2{,}222 + h}} =$$

$$= 20265{,}25 \,.\, h \sqrt{\frac{h}{2{,}222 + h}}$$

Sind mehrere Düsen vorhanden, so ermittelt man für jede je nach ihrem Manometerstand h das Lastmoment P und addirt die für P erhaltenen Werthe. Oder man ermittelt, wenn die Düsenmündungen nicht zu weit vom Manometer entfernt sind, die Pressung in der Hauptwindleitungsröhre im Gebläsehause, setzt den für h gefundenen Werth in die Formel und multiplicirt den Coeficienten 20265,25 mit der Anzahl der Düsen.

Dividirt man den Nutzeffect P (Formel XI) durch den Krafteffect P' (Formel VIII), so erhält man den reinen Nutzeffect in Procenten des Krafteffectes.

Derselbe beträgt z. B. bei guten Cylindergebläsen und richtig construirten oberschlächtigen Wasserrädern 50—60%, bei hölzernen Spitzbälgen mit denselben Wasserrädern und mit Vorgelege 12—15%.

Erhitzte Gebläseluft.

Man hat auf den Oberharzer Hütten die Anwendung von erhitzter Gebläseluft bei den Blei- und Kupferarbeiten niemals versucht, weil sie auf anderen ähnlichen Hüttenwerken in Bezug auf das Ausbringen und den Ofengang meist kein Glück gemacht hat.

Auf den Unterharzer Hütten, z. B. bei der Bleiarbeit angewandt, gestattete sie zwar eine geringe Ersparung an Brennmaterial, dieselbe wurde aber reichlich aufgewogen durch das zum Erwärmen der Luft verbrauchte Brennmaterial, die Nase liess sich nur schwierig halten, Ofenbruch- und Ansatzbildung im Herde nahm zu und der Bleiverlust wuchs (Kerl, Rammelsberger Hüttenprocesse 1854, p. 47).

Beim Abtreiben veranlasste heisse Luft meist eine Verzögerung der Arbeit und grösseren Brennmaterialverbrauch ohne Aenderung des Ausbringens. In Kongsberg soll aber heisse Luft mit Vortheil angewandt werden (Berg- und Hüttenm. Ztg. 1855, p. 106).

Heisse Luft macht beim Kupfererz- und Kupfersteinschmelzen durch die gesteigerte Hitze die Nasenführung schwierig, es reducirt sich Eisenoxyd in reichlicher Menge und Kupfer wird leicht verschlackt. Beim Schwarzmachen entsteht ein grösserer Kupferverlust durch Verflüchtigung; beim Gaarmachen im kleinen Herde findet das Einschmelzen des Schwarzkupfers zu rasch und das Gaaren zu langsam statt, dagegen giebt heisse Luft beim Hammergaarmachen des Kupfers wegen des raschen Einschmelzens gute Resultate.

§. 34. Oberharzer Gebläse.

Wie bereits angeführt, kommen nur die Spitzbalg- und Cylindergebläse in Rücksicht.

1. Spitzbalggebläse.

Zur Zeit befinden sich derartige Gebläse allein auf Lautenthaler und Andreasberger Hütte und theilweise noch auf Clausthaler und Altenauer Hütte (für den Treibofen, Frischofen, Gaarheerd und Spleissofen). Die Figuren 114 und 115 auf Taf. VI stellen ein Balggebläse zu Clausthaler Hütte dar. Fig. 114 Vertikaldurchschnitt nach *EF*; Fig. 115 Horizontaldurchschnitt und Ansicht nach *ABCD*. Der winderzeugende Apparat besteht aus dem Oberkasten, Deckel oder Mantel *a* und dem Unterkasten *b*, von gut ausgetrockneten, in einander gefalzten, verleimten und mit Holzpflöcken vernagelten $2^1/_4$″—$2^1/_2$″ dicken Bohlen hergestellt. Zur Verstärkung des Manteldeckels dient der Oberfuss oder Mantelbaum *c*, mit Eisenbügeln und Keilen befestigt und mit einer Kette *d* zum Aufziehen und einer solchen *e* zum Niederziehen versehen. Am vordern Ende hat der Mantel an den Seitenwänden Vorsprünge *f*, in welchen sich die zur Aufnahme der Charniraxe (Schlossnagel, Balgwalze) erforderlichen Löcher befinden. Der Unterkasten erhält im Kopfe, Charnier oder Schlosse *g* eine rinnenartige Vertiefung zur Aufnahme des Schlossnagels, welcher durch den Mantel gehend durch zwei Hängeeisen *h* umfasst wird. Dieselben ragen unterhalb des Schlosses vor und werden mit Schrauben versehen.

Anwendung.

Construction.

Die Bewegung des Mantels auf dem feststehenden Unterkasten geschieht durch auf der Wasserradwelle *i* befindliche Wellfüsse oder Däumlinge *k*, welche auf die Arme oder Tritte *l* drücken und somit den Mantel mittelst der Kette *e* niederziehen. Sobald der Däumling den Tritt loslässt, wird der Mantel durch ein Gegengewicht *m* wieder in die Höhe gezogen. Das Einsaugen der Luft beim Aufgange des Mantels geschieht durch ein im Unterkasten befindliches Ventil *n*. Dieses besteht aus einem $^{1}/_{2}$—2 zölligen Holzbrett von solcher Länge, dass es die davon bedeckte, im Unterkasten befindliche Oeffnung um $^{1}/_{2}$—1″ überragt. Das Ventil ist unterwärts mit starkem Tuche (Oeltuch) überzogen und bewegt sich in Zapfen.

Die comprimirte Luft tritt, um den stossweise hervortretenden Windstrom in einen mehr continuirlichen zu verwandeln, aus je zwei Bälgen durch die Oeffnung *o* in den Regulatorkasten (Windkasten, Windleitung) *p* und aus diesem durch die mittelst eines Lederschlauches *q* beweglich gemachte Düse *r* in den Ofen *v*.

Um den Unterkasten mit den Seiten des Mantels in möglichst luftdichtem Verschluss zu erhalten, wendet man die sogenannte Leistenliederung an. Auf den Rand des Unterkastens sind von 9 zu 9 Zoll auf $^{3}/_{4}$ Zoll Tiefe eingeschnittene Holzleisten *s* aufgenagelt, welche durch Federn, sog. Windfedern *tt* gegen die Seitenwände des Mantels gepresst werden. Damit die Leisten beim Aufgange des Mantels nicht gehoben werden, werden sie durch Klammern *u* lose niedergehalten. Zur Verminderung der Reibung werden die Leisten von Zeit zu Zeit mit Talg geschmiert.

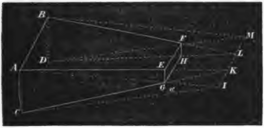
Die Dimensionen der Bälge bei den einzelnen Treiböfen weichen etwas ab; es beträgt die Länge 10—10$^{1}/_{3}$′, vordere Breite 2′, hintere Breite 4$^{1}/_{12}$—4$^{1}/_{6}$′, vordere Höhe 1$^{1}/_{12}$—1$^{1}/_{6}$′ und hintere Höhe 3$^{1}/_{3}$—3$^{2}/_{3}$′.

Zum Betrieb der Maschinen dienen oberschlächtige Wasserräder *w* von 15—16′ Durchmesser, 1$^{1}/_{12}$—2′ lichter Weite, 3—3$^{1}/_{6}$′ äusserer Weite mit 40 Schaufeln. 2 Bälge erfordern 75—80 Cubikfuss Aufschlagewasser pro Minute.

Ein hölzernes Balggebläse, 2 Bälge mit Gerüsten, kostet 80—90 Thlr.

Windberechnung.

Die Luftmenge, welche ein Spitzbalg liefert, berechnet sich aus dessen Inhalt und der Anzahl der Wechsel in folgender Weise, wobei der schädliche Raum nicht in Rücksicht gezogen werden soll.



Es stelle in d. nebenstehenden Fig. *ABCDEFGH* den in Betracht kommenden lichten Mantel d. Gebläsesvor.

Man verlängere *AE* und *CG*, bis sie sich in *K* schneiden, desgleicheu *BF* und *DH* bis zum Schnitt in *L*, verbinde *L* mit *K* durch eine Linie und trage auf deren Verlängerung von der Mitte aus $AB = IM$ ab. Wird noch *I* mit *A* und *C*, *M* mit *B* und *D* verbundeu, so bildet *ABCDMI* einen Cylinderausschnitt, dessen Axe *IM* ist. Von dem Inhalte desselben müssen, um das Volum des Oberkastens *ABCDEFGH* zu finden, abgezogen werden:

1) zwei Pyramiden *ACIK* und *BDML*, deren Grundflächen *ACI* und *BDM* und deren Höhen *IK* und *ML* gleich sind, und

2) ein keilförmiges Stück *EFGHKL*.

Gegeben sind nun folgende Dimensionen eines Oberkastens in Lichten, in so weit sie beim Gange des Gebläses auf Frankenscharner Hütte zur Wirkung kommen:

$AE = CG = 8'$; $AC = BD = 2'\ 5{,}5''$; $EG = FH = 1''$; $AB = IM = 2'\ 10{,}5''$; $EF = GH = 8{,}5''$.

Der Inhalt des Cylinderausschnitts *ABCDIM* ist =

$$\frac{CI^2 \,.\, AB \,.\, \pi \,.\, \alpha^0}{360} = \frac{CI^2 \,.\, 2'\ 10{,}5''.3{,}14 \,.\, \alpha^0}{360 \,.\, 60} \quad \text{(I.)}$$

Die in diesem Ausdrucke unbekannte Grösse *CI* findet sich aus dem rechtwinkligen Dreiecke *CIK*

$$CI = \sqrt{CK^2 - IK^2} \quad \text{(II.)}$$

Nun ist $CK = CG + GK$, $GK = 3{,}37''$ (nach der Aehnlichkeit

der Dreiecke AKC und EKG), also $CK = 8' + 3{,}37'' = 8'\ 3{,}37''$. Ferner ist $IK = IM - (KL + LM)$, oder da $IK = LM$, und $IM = AB$ ist, auch $IK = \frac{AB - KL}{2} = \frac{34{,}5'' - 7{,}6''}{2} = 13{,}5''$. ($KL$ ergiebt sich nämlich aus der Aehnlichkeit der Dreiecke oder durch trigonometrische Rechnung $= 7{,}6''$). Setzt man nun die für CK und IK gefundenen Werthe in die Gleichung (II), so findet sich $CI = \sqrt{(8'\ 3{,}37'')^2 - (13{,}5'')^2} = 8'2{,}22''$.

Der ausser CI in (I.) unbekannte Winkel α, den die Radien AI und CI einschliessen, lässt sich auf trigonometrischem Wege bestimmen, nämlich sin. $\frac{1}{2}\alpha = \frac{\frac{1}{2}AC}{CI} = \frac{14{,}75}{98{,}2}$ $= 8^0\ 31'$ oder $\alpha = 17^0\ 16' = 1036$ Minuten.

Die Werthe für CI und α in (I.) gesetzt, giebt den Inhalt des Cylinderausschnitts $= \frac{(8'2{,}2'')^2 \cdot 2'\ 10{,}5'' \cdot 3{,}14 \cdot 1036}{360 \cdot 60}$ $= 28{,}903$ Cbf. (III). Hiervon müssen zunächst die beiden Pyramiden $ACIK$ und $DBML$, oder da sie gleich sind, $ACIK$ doppelt abgezogen werden. Die Höhe der Grundfläche ACI findet sich durch trigonometrische Rechnung zu $8'\ 10{,}8''$, die Grundlinie $AC = 2'\ 5{,}5''$, folglich der Quadratinhalt $= 9{,}93$ Q. F. und der Cubikinhalt der Pyramide, wenn man 9,93 mit $IK = 1'\ 1{,}5''$ multiplicirt, 3,7 Cbf. und der beider Pyramiden 7,4 Cbf. Wird dieser vom obigen Cylinderausschnitt abgezogen, so bleibt der Körper

$$ABCDKL = 21{,}503 \text{ Cbf.} \quad \text{(IV.)}$$

Hiervon muss noch das Stück $EFGHKL$ abgezogen werden, dessen Volumen sich, wenn man es seiner Unbedeutendheit wegen als Pyramide betrachtet, zu 9,5 Cbz. = 0,005 Cbf. ergiebt, so dass sich der Inhalt des Balgraumes $ABCDEFGH$ zu 21,498 Cbf. findet, welcher annähernd für die Windmenge angenommen werden darf, welche ein Balg beim einmaligen Niedergange auspresst. Wechseln nun beide Bälge eines einförmigen Schliegofens zusammen in der Minute 16—20mal, so werden 344—430 Cbf. Luft ausgepresst., während die Manometerbeobachtung nur 307 Cbf. ergiebt, wenn der Düsendurchmesser 2 Z. und die Quecksilberpressung 10,2 Linien beträgt.

2. Cylindergebläse.

a) Altenauer Gebläse mit drei stehenden Cylindern. Altenauer Gebläse.

Dieses Gebläse (Taf. VII, Fig. 116—117, Seitenansicht und Ansicht von oben), welches für die Schlieg-, Stein- und Brillenöfen den erforderlichen Wind liefert, wird durch ein Wasserrad von 28 Fuss Durchmesser und 5 Fuss Breite bewegt, auf dessen Welle *a* sich ein Stirnrad *b* von 5′10½″ Durchmesser mit 74 Zähnen befindet. Dieses greift seitlich in ein kleineres Stirnrad *c* von 3′4″ Durchmesser mit 42 Zähnen, dessen Welle *d* am andern Ende ein eben so grosses Stirnrad *e* trägt. Dieses greift in ein gleich grosses, auf der einen Kurbelwelle befindliches Stirnrad ein. Die Axe *d′* des Rades *f* hat an ihren Enden die Winkelräder *g* mit 72 Zähnen und 5′7″9,5‴ Durchmesser, welche in gleich grosse Winkelräder *h* eingreifen, auf deren Axe am entgegengesetzten Ende die Kurbelscheiben *i* befestigt sind. An den Winkelrädern *g* und *h*, sowie an den Kurbelscheiben *i* sind mittelst Warzen die Kurbelstangen *k* in Verbindung gebracht, von denen je zwei oberhalb eines Cylinders von 3½′ Durchmesser durch die Schulterstücke *l* verbunden sind. Der volle Kolbenhub beträgt 4′6″. Durch die Mitte der letzteren gehen die Kolbenstangen *m* hindurch, deren Geradführung durch Leitschienen *n* bewirkt wird. Diese sind durch die Schrauben *o* unter einander verbunden, wodurch das Ganze mehr Festigkeit erhält. *p* Cylinderhälse mit Ventilen. *q* Windcommunicationsröhre zur Aufnahme der comprimirten Luft aus den 3 Cylindern. Aus der Röhre *q* gelangt der Wind in das hinter den Ofen hinlaufende Hauptleitungsrohr von 15″ Durchmesser, welches theils aus Muffen-, theils aus Flantschenröhren zusammengesetzt ist. Die Verbindung der Röhren durch mit Schwefel verkittete Muffen ist einfacher und weniger kostspielig, als bei Flantschenröhren.

Aus der Hauptleitungsröhre tritt der Wind in die einzelnen Windstöcke *A* (Fig. 126, 127, Windstock des Gebläses von Clausthaler Hütte) von 10¼″ Weite hinter den einzelnen Oefen.

In jedem Windstock *A* befindet sich zur Regulirung der

Windpressung eine Sperrklappe oder Drosselklappe *a*, eine an einer Axe *b* befindliche Scheibe, welche durch einen Hebel *c* an der Axe in drehende Bewegung versetzt wird und dadurch die Oeffnung im Windstock nach Bedürfniss ganz oder theilweise schliesst. Der Hebel *c* bewegt sich zwischen zwei, mittelst Scharniers bei *d* verbundenen eisernen Bügeln *e*, von denen der eine Vertiefungen nahe neben einander hat, in welche eine Nase am Hebel eingreift. Man bewirkt dadurch die Feststellung des Hebels in einer bestimmten Lage und kann, nachdem die andere Hälfte des Bügels zurückgeklappt ist, ein Schloss an das dem Charnier entgegengesetzte Ende *f* legen.

Am Windstock befindet sich ein 15″ langes Düsenstück mit 5″ Durchmesser am Ende, welches einen Lederschlauch aufnimmt, an welchem die in der Form liegende Düse befestigt ist.

Die Kolbenliederung ist ähnlich, wie bei Dampfmaschinen. Der Kolben besteht aus gusseisernem Deckel und Boden. Dazwischen liegen an der Peripherie 3 Stück etwa 1″ hohe, genau abgedrehte gusseiserne Ringe, welche an einer Stelle einen keilartigen Ausschnitt haben. Durch Einstecken von eisernen Keilen, hinter denen starke Federn liegen, in die Ausschnitte werden die Ringe gegen die Cylinderwände getrieben und dadurch die Abliederung erreicht.

Der Kolben des Gebläses wird alle Woche einmal, die äussern Zapfen continuirlich durch Selbstschmierung mittelst (kalt gepressten) Maschinenöls geschmiert, wovon man wöchentlich 5–6 Pfund braucht.

Effect des Gebläses.

Bei einer Prüfung des Gebläses auf seine Leistungsfähigkeit wurden vom Hüttenmeister Beermann folgende Resultate erhalten:

a) Bei 19 Radumgängen oder 32½ Kolbenspielen in 4 Min., also bei 4¾ Umgängen und 8¼ Kolbenspielen pro Min. wurde am Manometer im Gebläsehause eine Pressung von 9‴ reichlich beobachtet; die Windmessungen auf den Windstöcken der einzelnen Oefen ergaben bei 2″ Düsendurchmesser, indem ein Theil der Oefen im Gange war, ein anderer nicht:

1) Beim Schliegofen (im Gange)	9''' Press.	u. 287	Cbfss.	Luft
2) „ „ (nicht im Gange)	8''' „	„ 270	„	„
3) „ Steinofen „ „ „	7''' „	„ 252	„	„
4) „ „ „ „ „	5''' „	„ 215	„	„
5) „ „ (im Gange)	7''' „	„ 252	„	„
6) „ Schliegofen (nicht im Gange)	9''' reichl. „	„ 287	„	„
7) „ Schliegofen (im Gange)	9''' reichl. „	„ 287	„	„
8) „ Brillenofen (nicht im Gange)	8''' reichl. „	„ 270	„	„
9) „ „ „ „ „	7''' reichl. „	„ 252	„	„
	Zusammen	2372	Cbfss.	Luft

pro Minute.

Bei diesem Versuche betrug bei dem Wasserrade von 28 Fuss Durchmesser und 5' Schaufelbreite die Menge der Aufschlagewasser pro Min. 153¾ Cubikfuss, berechnet nach der Formel $Q = 0{,}87084 \cdot a. b. \sqrt{h}$, worin
a die Höhe der Ausflussöffnung = 0,5''
b die Breite „ „ = 66''
h der Wasserstand im Gefluder über der untern Kante der Ausflussöffnung = 28,5'' (hannov. Maass) bedeutet.

b) Durchs Schliessen der Windstöcke hinter den beiden Brillenöfen machte das Wasserrad bei derselben Menge Aufschlagewasser pro Min. 4½ Umgänge und die Kolben 7⅝ Spiele. Die Pressung stieg im Gebläsehause auf 12½''' und die Windmenge betrug 2151 Cubikfuss.

c) Bei normalem Gange, d. h. wenn 3 Oefen — 1 Stein- und 2 Schliegöfen — gehen, erreicht man die erforderliche Pressung von 11''' bei 2 Radumgängen pro Min. und erhält dann bei 2'' Düsendurchmesser 954 Cubikfuss Luft pro Min., oder für jeden Ofen 318 Cubikfuss. Man braucht dabei 90—100 Cubikfuss Aufschlagewasser pro Minute.

d) Bei theilweisem Schmelzen mit Koks ergaben sich bei 2¾ Radumgängen und 4½ Kolbenspielen pro Minute 17''' Pressung im Gebläsehause, und bei

1 Schliegofen mit Holzkohlen	12''' Pr.	= 333	Cbfss.	Luft.
1 „ „ Knörpererzen und Koks . . .	17—18''' „	= 413	„	„
1 Steinofen mit Koks . .	11''' „	= 318	„	„
1 Kupferofen mit Holzkohlen	10''' „	= 303	„	„
	Zusammen	1367	Cbfss.	Luft.

Clausthaler Gebläse.

b) **Clausthaler Cylindergebläse mit 6 liegenden Cylindern.** Taf VII, Fig. 118—127. Fig. 118, Seitenansicht. Fig. 119, Ansicht von oben. Fig. 120, Vorderansicht. Fig. 121, 122, Kolben. Fig. 123, 124, Excentriks. Fig. 125, Cylinderdeckel mit den Ventilen. Fig. 126, 127, Windstock mit der Drosselklappe.

Dieses Gebläse besteht aus 6 horizontalen Cylindern, von denen je drei mit einem Wasserrade in Verbindung sind. Das eine Rad hat in Gemässheit der vorhandenen Gefällhöhe 18′, das andere 16$^1/_4$′ Durchmesser. Die Breite ist bei beiden = 5′.

Von der Wasserradwelle *A* ab wird durch ein Stirnrad *B* von 112 Fuss Durchmesser mit 8 Zähnen, welches in ein Stirnrad *C* von 3′5″ Durchmesser eingreift, die Hauptbetriebswelle *a* für die 3 Cylinder eines jeden Gebläses in Bewegung gesetzt. Zwei Paar gleich grosse Stirnräder *b* von 3′5″ Durchmesser übertragen von *a* ab die Bewegung auf die beiden vertikal darunter liegenden Kurbelwellen *c*, von denen die eine zum Betriebe zweier, die andere zum Betriebe des dritten Cylinders mittelst 5′ langer Kurbelstangen *d* dient. Das Ende der Kurbelstange ist mittelst eines Drehbolzens bei *e* mit dem Schulterstück *f* verbunden, in welchem die Kolbenstange *g* festgekeilt ist. Das Schulterstück bewegt sich auf den mit Oel versehenen Schlitten *h* und dient zur horizontalen Leitung der Kolbenstange. Auf der entgegengesetzten Seite des Cylinders ist eine ähnliche Leitung derselben bewerkstelligt, indem sich der am Ende der Kolbenstange befindliche Bock *i* auf dem Schlitten *k* bewegt. Die Stopfbüchsen *s* haben die gewöhnliche Hanfliederung.

Der Kolben *K* (Fig. 121, 122) hat bei 3$^1/_2$′ Drchm. 2$^1/_2$′ Hub. Die Liederung wird durch einen 2$^1/_2$″ h. Ring *a* von Segeltuch gebildet, welcher aus einzelnen Segmentstücken zusammengelegt und mit Graphit und Leimwasser getränkt ist. Dieser Ring wird von oben durch einen gusseisernen Ring *b* bedeckt und durch einen dahinter liegenden offenen schmiedeeisernen Ring *c* an die Cylinderwand gepresst. Dieser Druck wird durch 10 Stück gusseiserne Excentriks *d* (Fig. 123, 124) hinter dem Ringe *c* hervorgebracht, welche

mit ihrem Zapfen in den Boden des Kolbens und in den gusseisernen Ring *b* eingesteckt sind. Nach erfolgter Anspannung der Liederung durch die Excentriks wird deren Zurückgehen durch auf ihrer Axe sitzende Sperrrädchen *e* mit Hülfe der Sperrkegel *f* verhindert. Diese werden durch Federn *g* angedrückt. Der übrige offene Raum des Kolbens wird zur Vermeidung eines zu grossen schädlichen Raumes mit einem Blechdeckel *h* versehen.

Da die Bewegung der Excentriks etwas schwer geht, so hat man dieselben nur bei den zuerst eingebauten 3 Cylindern angebracht; bei den andern 3 Cylindern befindet sich hinter dem schmiedeeisernen Ring *c* ein an den Boden des Kolbens angegossener Ring, durch welchen Schrauben gegen *c* getrieben werden, wodurch der Segeltuchring *a* gegen die Cylinderwand gepresst wird.

Die Ventilöffnungen von $^3/_4$'' Höhe und verschiedener Länge liegen im Deckel und Boden *l* des Cylinders (Fig. 120, 125), und zwar die Saugventile *m* in der obern Hälfte des Cylinderdeckels und Bodens, die Druckventile *m'* in der untern, hinter den Cylinderhälsen *n* befindlichen. Letztere communiciren mit dem Hauptrohr *o*. Die Ventile bestehen aus zusammengewalzten Streifen von Kautschuk und Hanf, auf beiden Seiten durch entsprechend grosse Blechstreifen steifer gemacht. Oberhalb der Ventilöffnungen werden die Ventile mit einer Streife Blech belegt und dieses an dem Cylinderdeckel oder Boden angeschroben. Beim Niedergang der Ventile legt sich die Kautschukseite dicht über die Ventilöffnungen.

Die Windleitungen von je drei Cylindern, deren jede mit einem vertikalen Blechschieber zum Abschneiden der Communication versehen ist, vereinigen sich zu einer Hauptleitungsröhre von 2' Durchmesser hinter den Oefen durch. Die Ableitung des Windes aus derselben in die Oefen geschieht wie zur Altenauer Hütte und ist bei dieser bereits (p. 352) die Einrichtung der Drosselklappe (Taf. VII, Fig. 126, 127) beschrieben.

Ein Sicherheitsventil mit directer Belastung auf dem Hauptwindleitungsrohre wird gehoben, wenn die Pressung des Windes über eine gewisse Grenze hinausgeht.

Es sind zur Zeit erst 3 Cylinder eingebaut, welche 4 Schliegöfen, 2 Steinöfen und 1 Glättefrischofen mit Wind versorgen. Die Quecksilberpressung beträgt im Gebläsehause 16—18 Lin., bei den Schliegöfen 11—14, durchschn. 12 Lin., bei den Steinöfen 7—8 Lin. und beim Frischofen etwa 7 Lin. Der Düsendurchmesser schwankt zwischen 2 und $2^{1}/_{4}$ Zoll.

Dritter Abschnitt.

Theorie der Hüttenprocesse
und Beschaffenheit der dabei fallenden Hüttenproducte.

---

§. 35. Allgemeines.

Die Oberharzer Hüttenprocesse zerfallen in die Blei-, Kupfer- und Arsenikarbeiten. Mit ersteren und letzteren ist immer, mit den Kupferarbeiten nur theilweise (Krätzkupferarbeit) eine Silbergewinnung verbunden. Eintheilung der Hüttenprocesse.

Der Betriebsvorstand für die vier Oberharzer Silberhütten ist der Hüttenraiter. Den Betrieb einer jeden Hütte führen zwei Hüttenmeister, welche alle 14 Tage mit der Tagesschicht und der Nachtschicht wechseln. Verwaltung der Hütten.

Als Unterbeamte fungiren die Hüttenaufseher und Hülfsaufseher. Erstere theilen sich in die Functionen des Schliegwägers, Schliegaufsehers, Nässprobirers, Glättwägers, Holzmalterers, Waasenschreibers etc. und beaufsichtigen theilweise die Hüttenarbeiten.

Das Hülfsaufseherpersonal bilden die Bodensteiger (zur Ueberwachung der Anfertigung der Beschickungen auf dem Beschickungsboden, zur speciellen Aufsicht der Tagelöhner etc.), Herdsteiger (zum Wägen und Abgeben der Zwischenproducte vom Abtreiben, zur Zubereitung des Mergels etc.), Feuerwächter, welche mit der Tag- und Nachtschicht abwechseln, zur Wache über die Materialien, zur Controle der Kohlenwachen etc.), Kohlenvoigt (zur Uebernahme und Abgabe der Kohlen) u. A.

Die Arbeiter vor den Oefen zerfallen in Schmelzer und Vorläufer, bei den Frischarbeiten auch Frischmeister und Frischknechte genannt, ferner in Silberabtreiber und Schürknechte. Dieselben verrichten ihre Arbeiten im Accord. Untergeordnete Arbeiten werden von Tagelöhnern theils im Accord, theils im Tagelohn ausgeführt.

Auf jeder Hütte befindet sich ein angemessenes Handwerkerpersonal von Zimmerleuten und Maurern.

Ueber die Buchführung ist eine kurze Notiz gegeben in: Kerl's Anleitung zum Studium der Harzer Hüttenprocesse, Clausthal 1857, p. 22.

Erstes Kapitel.

Blei- und Silbergewinnung.

§. 36. Allgemeines.

Zusammenhang zwischen der Silber- und Bleigewinnung.

Bei dem Silbergehalt des Bleiglanzes sind die Arbeiten zur Gewinnung des Bleies mit denen zur Silberausziehung innig verbunden. Beide gehen anfangs behuf Herstellung von silberhaltigem Blei (Werkblei) beim Schlieg-, Stein- und Rauchschmelzen denselben Weg; erst durch den Abtreibeprocess wird das Silber aus dem Werkblei durch Oxydation des Bleies, oder durch den Pattisonschen Process das Blei durch Krystallisation zum Theil von dem in einem andern Theil Blei angereicherten Silber abgeschieden, und es bedarf dann noch einer Reduction der beim Abtreiben erfolgten oxydischen Producte (Abstrich und Glätte), um dieselben in den metallischen Zustand, in Frisch- und Hartblei, überzuführen. Zu den Blei- und theilweise den Silbergewinnungsarbeiten gehören: das Schlieg-, Stein- und Rauchschmelzen, das Pattisoniren, Abtreiben und Silberfeinbrennen, endlich das Glätte- und Abstrichfrischen.

A. Schliegarbeit.

§. 37. Auswahl und Theorie der Zugutemachungsmethode.

Zur Darstellung des Bleies [1]) aus Bleiglanz giebt es im Allgemeinen drei Methoden, deren Anwendbarkeit hauptsächlich von den fremdartigen Begleitern des Bleiglanzes der Qualität und Quantität nach abhängt und zwar, ob dieselben vorwaltend aus Erden oder aus Schwefelungen bestehen. Die bleireichen Oberharzer Bleiglanzschliege enthalten mehr oder weniger Erden, meist viel Kieselerde, dagegen fremde Schwefelungen (Kupferkies, Zinkblende) nur in untergeordneter Menge. Auswahl der Schmelzmethode.

Die erste Methode, die Bleigewinnung in Flammöfen, besteht darin, den Bleiglanz zur theilweisen Entfernung des Schwefels in einem Flammofen mehr oder weniger vollständig, d. h. längere oder kürzere Zeit bei niedrigerer oder höherer Temperatur, abzurösten und dann den oxydirten Theil des Röstgutes durch Erhöhung der Temperatur auf den noch geschwefelten einwirken zu lassen. Dabei wird durch den Sauerstoffgehalt des ersteren der Schwefelgehalt des letzteren in Gestalt von flüchtiger schwefliger Säure beseitigt und es bleibt das Blei je nach der Dauer der Röstzeit und der dabei herrschenden Temperatur im metallischen, oxydirten oder noch wenig geschwefelten Zustande, als Unterschwefelblei, zurück. Das Bleioxyd muss dann noch durch Einmengung von Holz in die teigartige Masse reducirt und das Unterschwefelblei abgekühlt werden, wobei dasselbe aus später zu erörternden Gründen den grössten Theil seines Bleigehaltes abgiebt. Flammofenprocess.

Man hat diese Reactionen und ihre Erfolge nur bei reineren, namentlich kieselerdefreien oder doch kieselerdearmen Erzen in der Gewalt, weil bei einem bedeutenderen Gehalt an letzterer während der Röstung eine diesen Pro-

1) *Kerl* metallurgische Hüttenkunde, Freiberg 1855, Bd. II, p. 18. — *Muspratt's* theor., pract. und analyt. Chemie, bearbeitet von *Stohmann*, Braunschweig 1858, Bd. III, p. 411.

cess störende Sinterung stattfindet, indem die Kieselerde schon bei ziemlich niedriger Temperatur mit dem Bleioxyd ein leichtflüssiges Silicat giebt.

Wie umfangreiche Versuche auf Clausthaler Hütte ergeben haben, eignen sich die Oberharzer Bleiglanzschliege wegen zu bedeutenden Kieselerdegehaltes für diesen Process nicht, welcher manche Vortheile hat, z. B. die Anwendbarkeit von rohem Brennmaterial und Zugluft, die Uebersichtlichkeit des Betriebes, schnelles Ausbringen der nutzbaren Metalle etc.

Reductions-methode.

Bei der zweiten Bleigewinnungsmethode, der Röstreductionsarbeit oder der ordinairen Bleiarbeit, wird das bleiglanzhaltige Erz möglichst vollständig abgeröstet und in einem Schachtofen bei passender, nicht zu hoher Temperatur einem reducirenden und solvirenden Schmelzen unterworfen, wobei sich das beim Rösten gebildete Bleioxyd reducirt und die fremden Oxyde nebst anwesenden Erden durch die solvirenden Zuschläge verschlackt werden.

Diesen wegen des unsicheren Ausfalls der Röstung schwankenden und mit bedeutendem Bleiverluste beim Rösten und Schmelzen verbundenen Process wendet man bei mit mehr fremden Schwefelungen verunreinigtem Bleiglanz an (z. B. auf den Unterharzer Hütten), welcher sich auf andere Weise nicht zu Gute machen lässt. Der Flammofenprocess passt nicht dafür, weil man bei so unreinen Substanzen den Röstprocess nicht in der Gewalt hat, und die weiter unten anzuführende Niederschlagsarbeit liefert bei einem bedeutenden Eisenaufwand ein sehr unreines Blei.

Im vorigen Jahrhundert wurden die Oberharzer Bleiglanzschliege mittelst der Röstreductionsarbeit zu Gute gemacht (p. 3) und es stammen aus dieser Zeit manche auf den Hütten noch jetzt übliche Bezeichnungen her, z. B. Rost (die Einheit beim Verwägen etc. der Schliege, wahrscheinlich das Erzquantum, welches jedesmal ein Röstofen fasste), Brennhaus anstatt Schliegmagazin, weil an der Stelle des letzteren früher die Röst- oder Brennöfen standen u. dgl. m.

Der bedeutende Aufwand an Rösteholz und Kohlen, ein grosser Silber- und Bleiverlust theils durch Verflüch-

tigung, theils durch Verschlackung und die verhältnissmässig nur geringe Production gaben Veranlassung zur Einführung der vortheilhafteren Niederschlagsarbeit auf den Oberharzer Hütten. Die neuerdings auf Clausthaler Hütte angestellten Versuche [1]), im Flammofen gerösteten Bleiglanzschlieg mit Eisenfrischschlacken zu verschmelzen, fielen ungünstig aus.

Durch Combination der Röstarbeit und Niederschlagsarbeit erreicht man auf fremdländischen Hüttenwerken häufig bessere Resultate, als bei Anwendung eines jeden dieser Processe für sich.

Niederschlagsarbeit.

Die dritte Zugutemachungsmethode, die Niederschlagsarbeit in Schachtöfen, besteht in einer Zerlegung des Schwefelbleies durch metallisches Eisen und der Vereinigung der erdigen Begleiter des Bleiglanzes mit passenden Zuschlägen zu einer Schlacke.

Vorzüge derselben.

Dieselbe ist für die erdenhaltigen, bleireichen Oberharzer Schliege der passendste und zugleich ein sehr rationeller Process, weil man beim Verschmelzen des Bleiglanzes in ungeröstetem Zustande der umständlichen, unsichern und von Metallverlusten begleiteten Vorarbeit des Röstens überhoben ist, die Beschickung mehr oder weniger nach stöchiometrischen Grundsätzen zusammensetzen und auf einen sicherern Schmelzerfolg rechnen kann, als bei gerösteten Erzen, deren Zusammensetzung variabel und nicht hinreichend gekannt ist. Erst das Verhalten des Erzes beim Schmelzen lässt auf den Grad der Röstung schliessen und war dieselbe unvollkommen, so lässt sich dies beim Schmelzen kaum oder nur mit Opfern wieder gut machen. Der bedeutende Kieselsäuregehalt der Oberharzer Schliege giebt bei der Niederschlagsarbeit weniger Veranlassung zur Verschlackung von Blei, als bei gerösteten Erzen, weil sich das Blei nicht im oxydirten, sondern im geschwefelten Zustande befindet.

Die grössere oder geringere Vortheilhaftigkeit des Processes hängt hauptsächlich von dem Verhältniss des Preises zwischen dem Zuschlagsroheisen und dem ausgebrachten Blei ab. Ein Silbergehalt des Bleiglanzes ist darauf von

---

1) Berg- und Hüttenm. Ztg. 1855, Nr. 23.

wesentlichem Einfluss und kann den Process noch rentabel erscheinen lassen, wenn dies sonst nicht der Fall wäre. Während bei den Röstprocessen ein geringer Kupfergehalt theils in den Schlacken verloren geht, theils das ausgebrachte Blei verunreinigt, lässt sich derselbe bei der Niederschlagsarbeit in dem gebildeten Schwefeleisen (Stein) ansammeln und aus demselben abscheiden, während gleichzeitig ein reineres Blei erfolgt.

Nimmt der Gehalt an Schwefelkupfer oder an andern Schwefelmetallen im Bleiglanz erheblich zu, dann gehen die Hauptvortheile der Niederschlagsarbeit theilweise verloren, die Schwefelungen werden vom Eisen auch theilweise zerlegt, wodurch ein unnützer Mehraufwand an Eisen entsteht, und die daraus abgeschiedenen Metalle verunreinigen das Blei (Antimon, Arsen, Kupfer), oder verflüchtigen sich und geben Veranlassung zur Bildung von Ofenbrüchen (Zink, Antimon, Arsen) oder sie bilden Zwischenproducte (z. B. Speisen), bei deren weiterer Verarbeitung auf nutzbare Metalle namhafte Verluste stattfinden. Gleichzeitig wird der Stein reich an fremden Schwefelungen, welche immer viel Schwefelblei und Schwefelsilber zurückhalten.

Schattenseiten der Niederschlagsarbeit.

Aber auch bei gut geeigenschafteten Erzen hat die Niederschlagsarbeit folgende Schattenseiten:

1) Der kostbare Eisenzuschlag geht zuletzt in den Schlacken verloren. Man hat deshalb mit mehr oder weniger günstigem Erfolg versucht, das metallische Eisen durch Surrogate, z. B. Eisenstein, Kalk, Eisenfrischschlacken etc. zu ersetzen.

In den Jahren 1816 und 1817 auf Clausthaler Hütte und 1829 auf Lautenthaler Hütte [1]) angestellte Versuche, Kalk als Surrogat für Eisen beim Schliegschmelzen anzuwenden, fielen sehr ungünstig aus; das Schmelzen ging streng, Schlacke und Stein sonderten sich nicht gehörig und der Ofen versetzte sich bald. Desgleichen wurde aus später zu erörternden Gründen die Anwendung des Kalkes bei der Steinarbeit zu Lautenthal nicht für zweckmässig befunden; dagegen giebt derselbe bei der Alte-

1) *Zimmermann's* Harzgebirge, I, 450.

nauer Steinarbeit zugeschlagen gute Resultate. Die Rastofenschmelzversuche zu Clausthaler Hütte [1]) bezweckten ebenfalls mit die Ersetzung des metallischen Eisens durch die eisenreichen Bleisteinschlacken, durch Eisenstein und Kalk.

2) Es bleibt in dem beim Zersetzen des Bleiglanzes durch Eisen gebildeten Stein stets ein Rückhalt an Silber und Blei, welcher oft den vierten bis fünften Theil vom ganzen Ausbringen ausmacht, zu dessen Gewinnung der Process bedeutend in die Länge gezogen werden muss.

Eigentlich sollte der Stein, wenn man das nach der stöchiometrischen Berechnung erforderliche Eisenquantum in die Beschickung bringt, nur aus Schwefeleisen bestehen; allein dieses hält wegen seiner grossen Neigung, als electropositiver Bestandtheil Schwefelsalze zu bilden, immer Schwefelblei zurück, und waren im Erz noch andere Metallschwefelungen enthalten, z. B. Schwefelkupfer, Schwefelsilber, Schwefelantimon etc., so finden sich auch diese als die electronegativen Bestandtheile des Schwefelsalzes im Stein.

Die genannten Uebelstände bei der Niederschlagsarbeit haben hauptsächlich zu den noch später anzuführenden Versuchen auf Clausthaler Hütte Veranlassung gegeben, den Bleiglanz im Flammofen nach der Englischen und Französischen Methode zu verschmelzen, wobei ausser andern ökonomischen Vortheilen das kostbare Eisen durch den Sauerstoff der Luft ersetzt wird, und die geringen Rückstände im Vergleich mit dem reichlich fallenden Steine unerhebliche Aufarbeitungskosten verursachen.

Theorie der Niederschlagsarbeit.

Zersetzende Wirkung des Eisens auf Schwefelungen.

Wie bereits angeführt, beruht die Niederschlagsarbeit auf der Zerlegung des Schwefelbleies durch Eisen, wobei sich metallisches Blei und Schwefeleisen bilden, welches letztere aber immer einen mehr oder weniger grossen Theil Schwefelblei und etwa anwesender anderer Schwefelungen zurückhält. Dies liegt in dem Streben electropositiver Schwefelmetalle, wie FeS, AgS, ZnS, mit electronegativen

1) *Bartels* in *Karsten's* Archiv, 2 R., X, 91.

Schwefelungen, wie Fe^2S, Cu^2S, Pb^2S, Fe^2S^3, SbS^3, AsS^3 etc., Schwefelsalze (Steine, Leche) zu bilden.

Zersetzende Wirkung des Bleies auf Schwefelsilber. Dieselbe Zersetzung wie das Schwefelblei erleidet das Schwefelsilber; ein Theil des durch Eisen abgeschiedenen Silbers geht ins Blei und ein Theil Schwefelsilber wird bei der grossen Verwandtschaft desselben zum Schwefeleisen im Stein zurückgehalten. Auf die Ausziehung des Silbers wirkt das bereits ausgeschiedene Blei günstig ein, indem dasselbe, ähnlich wie Eisen, das Schwefelsilber zersetzt, sich Schwefelblei bildet und das ausgeschiedene Silber von dem überschüssigen Blei aufgenommen wird.

Diese Wirkung des Bleies ist besonders da von Wichtigkeit, wo neben Bleiglanz eigentliche Silbererze (Glaserz, Rothgiltigerz, Sprödglaserz etc.) mit verschmolzen werden, z. B. zur St. Andreasberger Hütte, und zur Ausziehung des Silbers noch ein besonderer Zuschlag von Blei oder bleiischen Producten erforderlich wird. Ueber die Aufnahmfähigkeit des Silbers durch Blei giebt es nach Markus[1]) kein bestimmtes allgemeines Gesetz, indem unter Umständen auf 1 Loth Silber 25 Pfd. Blei und dann wieder auf die Mark Silber 10 Pfund Blei zur Entsilberung genügen. Es scheint dieses abweichende Verhalten sich auf die angewandte Temperatur[2]) und die Verschiedenheit der Verwandtschaft der Verbindungen des Silbers zu den Schwefel- und Arsenmetallen, in welchen es vorhanden ist, so wie auf die Menge der zu seiner Fällung vorhandenen electropositiven Metalle zu gründen. Findet sich z. B. Schwefelsilber in Verbindung mit vorwaltendem Schwefelkupfer und Schwefeleisen, so ist, da Kupfer und Eisen electropositiver als Blei sind, zur Trennung des Silbers mehr Blei erforderlich, als wenn das Silber als Metall, als Schwefel- oder Arsenverbindung vorkommt und die electropositiven Metalle Nickel und Kobalt an Arsen gebunden sind, zu welchem letzteren das Silber viel weniger verwandt ist. Sind bedeutende Mengen von Eisen zur Ausscheidung des Silbers vorhanden, dann genügt meist nur eine geringe Menge Blei

1) Oesterr. Zeitschr. 1857, Nr. 1. — B. u. h. Ztg. 1857, Nr. 8.

2) Oesterr. Zeitschr. 1855, Nr. 5 u. 24; 1856, Nr. 13.

zur Deckung desselben. Für metallurgische Zwecke hat das obige eigenthümliche Verhalten dieser doppelt polar-entgegengesetzten Metallreihe Wichtigkeit, nämlich das + *Pb*, *Bi*, *Ag* mit — *S* und das + *Ni*, *Co* mit — *As*, welchem als Lösungsmittel die Verbindungen des + *Fe* mit — *S* und — *As* dienen.

Fournet'sches Gesetz.

Ueber die Zersetzung der Schwefelmetalle durch Eisen giebt es ausser dem Fournet'schen Gesetze [1]) wenig Anhalten. Nach demselben hat von den Metallen Kupfer, Eisen, Zinn, Zink, Blei, Silber, Antimon und Arsen das Kupfer die stärkste und Arsen die schwächste Verwandtschaft zu Schwefel. Bei den übrigen Metallen dieser Reihe ist die Verwandtschaft zum Schwefel desto stärker, je näher sie dem Kupfer stehen. Zwei in dieser Reihe benachbarte Metalle, von denen das eine oder andere mit Schwefel verbunden ist, entschwefeln sich gegenseitig nur schwierig, während dies desto leichter geschieht, je weiter dieselben von einander entfernt stehen.

Dieses Gesetz giebt keinen Aufschluss über verschiedene Erscheinungen, z. B. über die Schwierigkeit der Trennung des Schwefelsilbers und Schwefelbleies vom Schwefeleisen durch Eisen, die Verminderung der Fällungskraft des Eisens auf das Schwefelblei bei Gegenwart von Schwefeleisen u. s. w.

Dieses Verhalten würde sich vielleicht erklären lassen, wenn man eine electrochemische Reihe der Schwefelmetalle und Metalloxyde für sich und unter einander auffände.

Die Ermittelung der Menge Zuschlagseisen bei gerösteten Schwefelmetallen, z. B. beim Bleistein, wird noch schwieriger, indem sowohl das oxydirte Eisen im Röstgute, als auch das daraus reducirte metallische Eisen zur Entschwefelung mitwirken.

Zersetzung der Schwefelarsenmetalle durch Eisen.

Kommen Schwefel- und Arsenmetalle zusammen vor, z. B. bei der reichen Schliegarbeit zur Andreasberger Hütte, so sättigt sich nach Markus [2]) zunächst das zugeschlagene

1) *Erdmann's* Journ. f. pract. Chemie, II, 120.

2) Oester. Zeitschr. 1857, Nr. 1. — Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1857, Nr. 8.

Eisen mit Arsen unter Bildung von $Fe^4 As$, dann erst wirkt der Ueberschuss des Eisens zerlegend auf die Schwefelmetalle. Man muss deshalb mehr Eisen als bei der gewöhnlichen Schliegarbeit zuschlagen und das nöthige Quantum davon durch Versuche ausmitteln, indem man das Verhältniss des Werkefalles zum Steinfall in Rücksicht zieht (Andreasberger Hütte). Durch die Bindung des Arsens vom Eisen wird die Verflüchtigung des Bleies und Silbers vermindert, so dass sich mit der Grösse des Eisenzuschlages der Metallverlust verringert.

Einfluss der Temperatur.

Von wesentlichem Einfluss auf die Zersetzung des Schwefelbleies durch Eisen ist die im Ofen herrschende Temperatur, indem der Rückhalt des Steines an Blei damit in Verbindung steht. Derselbe pflegt bei niedriger Temperatur grösser zu sein, als bei höherer, was wohl darin seinen Grund hat, dass sich Schwefeleisen mit Schwefelblei bei geringerer Temperatur verbindet, als die Abscheidung des Bleies aus dem Bleiglanz erfolgt. Theilweise aus diesem Grunde wendet man zum Verschmelzen des Bleiglanzes Hohöfen (p. 288) an, um eine hinreichend hohe Temperatur zur erforderlichen Zersetzung desselben hervorzubringen.

Es zeichnete sich bei dem später zu erwähnenden Versuchsschmelzen von Oberharzer Bleiglanzschliegen in einem nach Art der Eisenhohöfen zugestellten Rastofen, in dessen Schmelzraum eine höhere Temperatur stattfand, als beim gewöhnlichen Schliegofen, der fallende Bleistein durch seinen geringen Bleigehalt aus, während der Werkefall sich vergrösserte. Aber nicht immer ist ein solcher bleiarmer Stein erwünscht. Da nämlich beim Verschmelzen silberhaltigen Bleiglanzes das Schwefelsilber wegen seiner grossen Verwandtschaft zum Schwefeleisen immer theilweise in den Stein geht, so wäre zur Extraction des Silbers, falls der Stein nicht schon hinreichend Blei zur Deckung desselben enthielte, ein Zuschlag von bleihaltigen Producten erforderlich.

Ausser zu einer vollständigeren Zersetzung des Bleiglanzes bedarf es bei der Oberharzer Niederschlagsarbeit einer höheren Temperatur zur Schmelzung der Schlacken geben-

den Bestandtheile. Der vorwaltende Bestandtheil der anwesenden Erden ist Kieselsäure, welche man durch Zuschläge von Steinschlacken (p. 263) so weit zu sättigen sucht, dass durchschnittlich Bisilicatschlacken entstehen, welche zum Zusammenschmelzen aus ihren Bestandtheilen eine ziemlich hohe Temperatur erfordern (p. 260), als saigere Schlacken langsam fliessen und langsam erstarren und dadurch dem Bleistein zur Abscheidung hinreichend Zeit lassen. Geht gleich bei höher silicirten Schlacken das Schmelzen reiner und mit längerer Campagne, als bei basischeren Schlacken (z. B. Steinschlacken), so lässt sich doch die Bildung von erstarrten Massen im Herde (Bühnen) nicht ganz vermeiden und macht man deshalb, um das Ausräumen derselben zu erleichtern, die Schmelzöfen nach Art der Sumpföfen (p. 293) zu. Wollte man durch eine Vermehrung der basischen Zuschläge (Steinschlacken, Eisenschlacken) die Beschickung leichter schmelzbar und leichtflüssiger machen, so würde man zwar an Brennmaterial sparen, aber durch vermehrte Schlackenbildung den Bleiverlust erhöhen, eine unvollständige Zersetzung des Bleiglanzes und einen unreineren Ofengang herbeiführen. Während zu Clausthaler und Altenauer Hütte die Beschickung wegen reichlichen Vorhandenseins von Kieselerde in derselben einen entschieden sauren Charakter hat, so ist dieses weniger auf Lautenthaler und Andreasberger Hütte der Fall. Der auf ersterer Hütte neben Kieselerde vorhandene Blendegehalt macht die Beschickung strengflüssig, und es werden deshalb zu derselben Steinschlacken reichlicher zugeschlagen. Zur Andreasberger Hütte werden Erze verhüttet, in denen der Kieselerdegehalt gegen den Kalkgehalt zurücktritt, wodurch einestheils die basischere Beschaffenheit der Beschickung herbeigeführt wird, dann aber auch durch den erforderlichen grösseren Steinschlackenzuschlag. Durch vermehrten Zuschlag von sauern Schlacken würde man auf Kosten des Brennmaterials das durchzuschmelzende Haufwerk vermehren und zu grösseren Metallverlusten in der reichlicher gebildeten Schlackenmenge Veranlassung geben.

Trotz des verhältnissmässig hohen Kieselerdegehaltes der Beschickung ist doch eine Verschlackung des Bleies bei der Niederschlagsarbeit weniger zu fürchten, weil das Blei nicht im oxydirten, sondern meist im geschwefelten Zustande vorhanden ist. Zwar wird durch die hohe Temperatur eine Verflüchtigung des Bleies begünstigt, aber in den oberen Regionen des hohen Ofens und in den Flugstaubkammern über demselben wird der Bleidampf zum grossen Theil wieder condensirt.

Da Koks beim Verbrennen eine höhere Temperatur geben, als Holzkohlen (p. 249), so wird durch erstere eine vollständigere Zersetzung des Bleiglanzes erreicht. (Zu Tarnowitz in Schlesien geben silberarme Bleiglanze beim Schmelzen mit Koks einen so bleiarmen Stein, dass man denselben absetzen kann).

Einfluss fremder Beimengungen.

Bei Bleiglanz, welcher neben Schwefelblei nur die gewöhnlichen Erden (Kieselerde, Kalkerde und Thonerde) enthält, sind die Hauptschmelzproducte Werkblei, Bleistein, Rauch und Schlacken. Die Anwesenheit geschwefelter, arsenicirter oder oxydirter Metallverbindungen, so wie von gewissen erdigen Substanzen hat einen wesentlichen Einfluss auf den Gang und den Erfolg des Schmelzens.

Schwefelzink wird bei hoher Temperatur durch Eisen zerlegt, das ausgeschiedene Zink geht nur zu sehr geringem Theil ins Werkblei und in den Stein; der grösste Theil davon wird aber im metallischen Zustand verflüchtigt, entweicht entweder aus der Gicht oder bildet in Berührung mit Luft, Kohlensäure und Schwefelkohlenstoff in den oberen Ofentheilen zinkische Ofenbrüche, Gemenge von Zinkoxyd, kohlensaurem Zinkoxyd und Schwefelzink, denen sich noch andere flüchtige Schwefelungen des Bleies, Antimons, Arsens, Cadmiums etc. beigesellen. Diese Ofenbrüche verengen alsbald den Ofenschacht und geben zu Unregelmässigkeiten beim Schmelzen Veranlassung.

Beim Verhütten blendiger Bleiglanze bedient man sich zweckmässig, wie z. B. früher zu Lautenthaler Hütte, niedrigerer Oefen, damit bei der darin herrschenden geringeren Temperatur möglichst wenig Zinkblende durch das Eisen

zerlegt wird und reducirtes Zink in Dampfform aus der Gicht entweichen kann. Da dieselbe grosse Neigung hat, als solche in die Schlacke und nicht in den Stein zu gehen, so sucht man die Blende bei ihrer Strengflüssigkeit durch einen bedeutenden Zuschlag leichtflüssiger basischer Schlacken (Steinschlacken) einzuhüllen und unzersetzt aus dem Ofen zu führen. Die niedrigeren Oefen gestatten, dass das reducirte und verflüchtigte Zink mehr aus der Gicht entweicht, als Ofenbruch bildet. Dadurch, dass man die Vorwand nur auf das die Spur bildende Gestübbe auftreten lässt, also mit weit offener Brust schmilzt, giebt man dem reducirten Zink Gelegenheit, auch durch die Brust theilweise zu entweichen. Mit der Anwendung solcher niedrigen Oefen mit weit offener Brust ist ein bedeutender Blei- und Wärmeverlust verbunden.

Seitdem man die Zinkblende bei der Aufbereitung vollständiger vom Bleiglanz abscheidet, hat man zur Lautenthaler Hütte die Oefen behuf Ersparung an Brennmaterial und Verringerung des Bleiverlustes erhöhen können (p. 303). Es ist jedoch immer noch so viel Blende vorhanden, dass man dieselbe als solche durch starke Steinschlackenzuschläge aus dem Ofen entfernen und dem reducirten Zink Gelegenheit zur Verflüchtigung durch die Brust geben muss. Mit der Erhöhung der Oefen ist eine verhältnissmässige Steigerung der Temperatur im Ofen nicht eingetreten, indem man dieselbe durch höhere Satzführung herabstimmt. Bei den früheren niedrigen Oefen kamen auf 1 Pfd. Kohlen 8 Pfd. Satz, jetzt 10 Pfd.

Seit Erhöhung der Oefen sind die Schlacken saigerer geworden und eignen sich zur Schlackensteinfabrikation, wenngleich die Steine leichter springen, als die von Clausthaler und Altenauer Hütte. Wegen bedeutenderer Ofenbruchbildung machen die Lautenthaler Oefen nicht so lange Campagnen, als auf den übrigen Hütten vorkommen.

S c h w e f e l k u p f e r wird durch Eisen zerlegt, so dass Rivot und Phillips [1]) darauf ein Verfahren gegründet haben, das Kupfer aus gerösteten reichen Kupfererzen unter An-

1) Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1850, p. 593; 1852, p. 268, 308.

wendung eines galvanischen Stromes durch in die geschmolzene Masse gestellte Eisenstäbe im Flammofen darzustellen.

Das bei der Niederschlagsarbeit ausgeschiedene Kupfer geht zum grössten Theil bei seiner grossen Verwandtschaft zum Schwefel in den Bleistein und kann daraus gewonnen werden (Altenauer, Lautenthaler und Andreasberger Krätzkupferarbeit), zum geringern Theil verbindet sich das Kupfer mit dem Blei und verschlackt sich nur wenig. Bei einem grösseren Kupfergehalt der Beschickung ist eine stärkere Verunreinigung des Bleies durch Kupfer nicht zu vermeiden. Auf den Oberharzer Hütten verschmilzt man die kiesigen Bleiglanzschliege getrennt von den übrigen und vermindert bei ersteren meist den Eisenzuschlag etwas, in Folge dessen der grösste Theil des Kupfers unentschwefelt in den Stein geht.

Schwefeleisen in Gestalt von Schwefelkies führt bei der Niederschlagsarbeit zu einem unnützen Eisenverbrauch, indem derselbe Eisen aufnimmt und in eine niedrigere Schwefelungsstufe übergeht.

Schwefelantimon und Schwefelarsen werden durch Eisen sehr vollständig zerlegt. Die abgeschiedenen Radicale verflüchtigen sich zum Theil und geben einestheils zur Ofenbruchbildung Veranlassung, anderntheils gehen sie in das Blei und den Stein, tragen aber hauptsächlich zur Bildung von Speisen, Verbindungen des Eisens, Kupfers, Bleies etc. mit Arsen und Antimon, bei. Die Anwesenheit von Nickel und Kobalt begünstigt wegen ihrer grossen Verwandtschaft zum Arsen und Antimon die Speisebildung. Eine solche ist im Allgemeinen nicht erwünscht, weil die Speise von den darin enthaltenen nutzbaren Metallen, wie Silber, Blei, Kupfer etc. nur mit grösseren Verlusten befreit werden kann.

Bei einem Nickel- und Kobaltgehalt der Beschickung kann eine Speisebildung zur Ansammlung dieser Metalle vortheilhaft sein.

Zur Andreasberger Hütte sind alle Bedingungen zur Speisebildung vorhanden, arsen- und antimonhaltige Silber- und Kupfererze, sowie ein geringer Nickel- und Kobaltgehalt der Beschickung.

Spatheisenstein wirkt sehr förderlich, indem sein Eisengehalt zur Zersetzung des Bleiglanzes, zur Ausscheidung von verschlacktem Bleioxyd und zur Beförderung des Schmelzens beiträgt. Dadurch werden strengflüssige, z. B. quarzige Erze leichtschmelziger gemacht. Man vertheilt aus diesem Grunde die eisenspäthigen Erze des Rosenhöfer Zuges (p. 91) sehr sorgfältig auf die quarzreichen des Burgstädter und Zellerfelder Zuges (p. 68).

Quarz, Kalkspath, Thonschiefer und Grauwacke tragen zur Schlackenbildung bei, bedürfen aber dazu noch passender Zuschläge bei dem meist vorwaltenden Quarzgehalt; nur zur Andreasberger Hütte tritt der Quarz hinter den Kalkspath zurück.

Schwerspath wird bei hoher Temperatur durch Eisen unter Bildung eines Oxysulphuretes zerlegt, welches Baryterde, Schwefelbarium und Schwefeleisen enthält. Dieses Produkt, in seinen Eigenschaften, namentlich hinsichtlich seines specifischen Gewichtes, zwischen Stein und Schlacke stehend, veranlasst die Bildung eines, von den Schlacken sich nicht gehörig separirenden, sogenannten matten Steins und macht die Arbeit unrein. Dieser Zustand ist nur durch bedeutende Schlackenzuschläge zu beseitigen, ausserdem veranlasst der Schwerspath unnützen Eisenverbrauch. Man darf deshalb schwerspäthige Erze, z. B. von Bergwerkswohlfahrt und Hülfe Gottes, der Beschickung nur mit Vorsicht zutheilen. Bei sehr hoher Temperatur wird der Schwerspath durch Kieselerde zersetzt und die Baryterde trägt als starke Base und kräftiges Flussmittel zur Schlackenbildung bei.

§. 38. Arbeiten vor dem Schmelzen.

Mechanische Operationen.

Vor der chemischen Behandlung der Erze in den Schmelzöfen werden dieselben gewissen mechanischen Arbeiten unterworfen, um sie für erstere vorzubereiten und das demnächstige Schmelzen zu fördern.

Diese Operationen bestehen hauptsächlich in dem Gattiren und Beschicken der Erze; auch gehört hierher das Einbinden der Schliege und des Rauches.

1) Gattiren der Schliege.

Gattiren.

Man versteht unter Gattiren, Mischen, Maschen ein Vermengen reicherer und ärmerer Schliege zur Erzielung eines mittleren Metallgehaltes, welcher sich für das Ausbringen am vortheilhaftesten erwiesen hat. Dieses ist der Fall, wenn die Menge der Schlacken (p. 262) zu der der übrigen Schmelzproducte in einem gewissen Verhältniss steht. Bei zu reichen Erzen ist die zur Schützung des Metalles erforderliche Schlackenmenge nicht vorhanden und bei armen Erzen ergiebt sich ein Ueberschuss von schlackengebenden Bestandtheilen, deren Schmelzung nur mit einem grösseren Brennmaterialverbrauch und Metallverlust in den Schlacken geschehen kann.

Zur Clausthaler und Altenauer Hütte beträgt z. B. der Durchschnittsgehalt der gattirten Erze im Centner 54—56 Pfd. Blei und 10 Quint Silber, zur Lautenthaler Hütte 62—64 Pfd. Blei und 9—10 Quint Silber. Zu dem letzteren höhern Bleigehalt trägt besonders die Grube Herzog August zur Bockswiese bei. Der Gehalt der Andreasberger Gattirung ist schwankend.

Bei Herstellung dieses mittleren Metallgehaltes nimmt man gleichzeitig darauf Rücksicht,

a) dass Schliege von solchen Gruben zusammenkommen, deren Erden sich beim Schmelzen unterstützen, z. B. kieselerdehaltige (Burgstädter und Zellerfelder Hauptzug) mit kalkigen und eisenspäthigen (Rosenhöfer Zug). Mit der Zutheilung der schwerspäthigen Erze ist man aus dem oben angeführten Grunde (p. 371) vorsichtig. Als Hauptanhalten bei der Auswahl der Schliege dient das quantitative Verhältniss, in welchem die Schliege von den einzelnen Gruben zur Hütte geliefert sind. Man berechnet dann, ob die in diesem Verhältniss genommenen Röste den durchschnittlichen Silber- und Bleigehalt, der auf den einzelnen Hütten etwas variirt, besitzen. Kommen Differenzen in dieser Hinsicht vor, so sucht man sie durch reichere oder ärmere Erze von hinsichtlich des Erdengehaltes gleichwerthigen Gruben auszugleichen.

b) Dass nasse und trockne Schliege in dem Verhältniss, wie sie zur Anlieferung kommen, zur Gattirung genommen werden, zur Clausthaler Hütte z. B. in dem Verhältniss 1 : 1 oder 16 : 14 oder 14 : 16.

c) Dass nicht einzelne Schliegsorten in zu grosser Menge genommen werden, wobei das Schmelzen minder gut geht, z. B. wenn zu viel Schlammschliege angewandt sind.

d) Dass die kupferkiesigen und kiesfreien Schliege separirt zur Verschmelzung kommen, um von letzteren ein reineres Blei zu erzielen.

Eine möglichst gleichmässige Gattirung ist auf den Oberharzer Hütten um so mehr erforderlich, weil es sich als vortheilhaft erwiesen hat, die Arbeiter meist im Gedinge schmelzen zu lassen und sie nach den ausgebrachten Producten (Werkblei und Stein) zu lohnen.

Das richtige Gattiren ist um so schwieriger, je mehr Gruben Schlieg zur Hütte liefern und je variabler dessen Metallgehalt ist. Aus ersterem Grunde ist dasselbe auf Clausthaler und Altenauer Hütte schwieriger, als auf Lautenthaler Hütte, am schwierigsten aber zur Andreasberger Hütte, wo Schliege mit sehr variabelm Metallgehalt und grossen Mengen unhaltiger Erden und fremder Metallverbindungen angeliefert werden.

Nachdem man unter Berücksichtigung der obigen Umstände durch Rechnung zu einer passenden Gattirung gelangt ist, werden nach dem Mischungszettel die ausgesetzten Schliegröste aus den einzelnen Feldern des Schliegmagazins in Laufkarren, welche etwa $3^1/_4$ Ctr. Schlieg fassen, zusammengefahren und auf den Maschplätzen im Schliegmagazin schichtenweise so über einander ausgebreitet, dass die nassen Schliege möglichst unten hin kommen, weil bei dieser Anordnung die Gattirung beim Abstechen weniger durch einander fällt.

Der Inhalt einer Masche variirt auf den einzelnen Hütten je nach der Grösse der Schlieglieferung; es enthält z. B. eine Masche zur Clausthaler Hütte 30, zur Altenauer Hütte 18, zur Lautenthaler Hütte 16 und zur Andreasberger Htüte 16—18 Röste, und demgemäss haben die an den

Seiten aus Holzbohlen gebildeten Maschplätze verschiedene Dimensionen. An der Hinterseite und den beiden schmalen Seiten befinden sich so viel Marken, dass, wenn man nach denselben auf der Oberfläche der gemaschten Schliege furchenartige Einschnitte macht, jede Abtheilung einen Rost Schlieg, das Quantum für eine Schmelzschicht, enthält. Behuf Herstellung der Beschickung braucht man dann nur eine solche Abtheilung vertikal abzustechen und erspart das Wägen.

Zur Altenauer Hütte macht man für die kiesige Schliegarbeit halbe Maschen mit 9 Rösten. Man stürzt die kiesigen Schliege vom ganzen Jahre zusammen und formirt aus den Stuff- und nassen Schliegen gemeinschaftlich zwei grosse Maschen, deren Gehalt mehr variirt, als beim ordinairen Schlieg. Es liefern hauptsächlich die folgenden Gruben zu einer Masche: Kranich 3—4, König und Herzog Georg Wilhelm 7—8, Bergmannstrost 1, Margarethe 1—2, Eleonore 1, Bergwerkswohlfahrt 1, Knappschaftsafter 1 und Juliane Sophie 2 Röste kiesigen Schlieg.

Beschicken.

2) Beschicken der gattirten Schliege.

Schlacken-zuschläge.

Das Beschicken bezweckt die Vermengung der gattirten Schliege mit gewissen Zuschlägen (p. 254). Die zur Schlackenbildung erforderlichen Erden sind in den gattirten Schliegen nicht gerade in solchen Verhältnissen vorhanden, dass dieselben beim Schmelzen eine passende Schlacke geben. Man sucht diese Differenz in dem Erdengehalte durch Zuschläge von geeigneten Schlacken (Schlieg- und Steinschlacken p. 262) auszugleichen, wobei man die Bildung von Bisilicatschlacken (p. 260) vor Augen hat, welche eine so hohe Temperatur zum Schmelzen erfordern, dass dabei der Bleiglanz vom Eisen hinreichend vollständig zerlegt wird (p. 366). Auch weist der bedeutende Kieselerdegehalt der Beschickung auf die Wahl einer solchen Schlacke an (p. 289).

Da die Zusammensetzung der von den verschiedenen Gruben gelieferten Schliege ziemlich constant bleibt und die Gattirung stets nach denselben Grundsätzen erfolgt, so

schlägt man auf den einzelnen Hütten jedesmal diejenigen Schlackenquantitäten zu jeder Schicht Schlieg zu, welche die Erfahrung als zweckmässig erwiesen hat. Die Beschaffenheit der erfolgenden Schlacke lässt sofort erkennen, ob man das Erdenverhältniss richtig getroffen hat. Bei zu grossem Kieselerdegehalt wird die Schlacke zu zähflüssig, bei zu basischer Beschaffenheit dünnflüssiger und erstarrt rascher (p. 260). Man erhöht alsdann in ersterem Falle den Zuschlag der Steinschlacken, im zweiten Falle den Zuschlag der Schliegschlacken.

Aus bereits angeführten Gründen ist die Beschickung zur Clausthaler und Altenauer Hütte kieselerdereicher als zur Lautenthaler (p. 369) und Andreasberger Hütte (S. 367).

Das in verschiedener Gestalt (p. 255) zugeschlagene Roheisen bezweckt die Zerlegung des Schwefelbleies und Schwefelsilbers. Reiner Bleiglanz, *PbS*, aus 107,3 Blei und 16 Schwefel bestehend, verlangt zu seiner Zersetzung 28 Eisen, um sich mit 16 Schwefel zu 44 *FeS* verbinden. **Roheisenzuschlag.**

Da Roheisen etwa 4% auf den Bleiglanz unwirksame Bestandtheile enthält, so sind nach stöchiometrischer Berechnung auf einen Rost Schlieg = 36 Ctnr. bei einem Bleigehalte desselben von 55% (entsprechend 63,5% Bleiglanz) von solchem Roheisen 5,6 Centner erforderlich.

Man giebt — da aus früher entwickelten Gründen (p. 363) wegen der grossen Verwandtschaft der Schwefelungen zu einander selbst bei überschüssig vorhandenem Eisen keine vollständige Zersetzung des Schwefelbleies und Schwefelsilbers eintritt, und damit möglichst wenig Kupferkies zersetzt werde (p. 369), — zu einem Rost Schlieg weniger Eisen, als die stöchiometrische Rechnung verlangt.

Man sucht z. B. zur Clausthaler Hütte beim ordinairen Schliegschmelzen den Roheisenzuschlag so zu normiren, dass sich Werkblei- und Bleisteinfall verhalten, wie 4 : 3 oder noch besser wie 5 : 4, und dieses Verhältniss findet statt, wenn man auf 1 Rost Schlieg = 36 Ctnr. etwa 4,5 Ctnr. Roheisen giebt. Es erfolgen dann von 1 Rost Schlieg in der Wirklichkeit durchschnittlich 18,5 Ctnr. Werkblei und 15 Ctnr. Bleistein. Von diesem Werkbleiquantum sind 4,5

Ctnr. auf die bleiischen Vorschläge zu rechnen, so dass 14 Ctnr. als durch das Eisen abgeschieden betrachtet werden müssen, und auf 1 Ctnr. angewandtes Roheisen etwa 3,1 Ctnr. Werkblei kommen.

Da, wenn das Eisen als *FeS* in den Stein eingetreten wäre, von 4,5 Ctnr. desselben 16,7 Ctnr. Werke hätten erfolgen müssen, so muss ein Theil des Eisens sich als Fe^2S im Stein befinden.

Bei dem obigen durch Erfahrung gefundenen besten Verhältnisse bringt man das meiste Blei, das 3fache des Eisenzuschlages, aus und erzeugt nicht mehr Steinschlacken, als zu den Schmelzarbeiten erforderlich sind. Nimmt man mehr Eisen, so trägt dasselbe zur Vermehrung des Ausbringens nur wenig bei und die Quantität des Steines wird nur um das Gewicht des überschüssigen Eisens vermehrt. Dies scheint seinen Grund darin zu haben, dass das überschüssige metallische Eisen mit dem Stein gemengt bleibt und auf das mit Schwefeleisen verbundene Schwefelblei nicht weiter einwirkt.

Wird weniger Eisen als bei obigem Verhältniss angewandt, so erfolgt weniger Werkblei und ein bleireicherer Stein.

G. Nolte hat durch Versuche im Kleinen[1]) das obige im Grossen beobachtete Verhalten bestätigt. Beim Zusammenschmelzen derselben Menge von reinem Schwefelblei mit verschiedenen Mengen Eisen wuchs die Menge des ausgeschiedenen Bleies bis zu einem gewissen Zusatz, nahm dann aber wieder ab, wie die nachfolgende Tabelle ergiebt:

1) Freib. Berg- und Hüttenm. Ztg. 1860.

Nr.	Beschickung. Schwefelblei. Pfd.	Eisen. Pfd.	Erfolg an Blei, Pfd.	1 Theil Eisen reducirte Blei, Theile.
1	200	5	—	—
2	—	10	18	1,8
3	—	15	44	2,9
4	—	20	55	2,7
5	—	25	84	3,4
6	—	30	96	3,2
7	—	35	109	3,1
8	—	40	120	3,0
9	—	45	132	3,0
10	—	50	150	3,0
11	—	55	157	2,8
12	—	60	160	2,8
13	—	65	161	2,6
14	—	70	160	2,3
15	—	75	160	2,1
16	—	80	159	2,0
17	—	90	150	1,7
18	—	100	152	1,5

Das höchste Bleiausbringen findet danach bei den Proben Nr. 5—8 statt, wo die Atomverhältnisse zwischen Eisen und Schwefel etwa gleich sind. Bei der Probe Nr. 8, welche der Schliegarbeit am meisten entspricht, bleibt also selbst bei den günstigsten Atomverhältnissen immer noch etwa $^1/_3$ der ganzen Bleimenge im Stein zurück. Die Zersetzung findet dabei in nachfolgender Weise statt: $3\,PbS + 3\,Fe = 2\,Pb + (Pb\,S + Fe\,S + Fe^2\,S.)$.

Die bei der Probe erfolgende Steinmenge entspricht ebenfalls der im Grossen erfolgenden von 15 Ctr. aus einem Rost Schlieg.

In betreff des Silberausbringens fand Nolte bei Versuchen, künstlich bereitetes Schwefelblei mit 3,2 Pfd. Silber im Centner mit verschiedenen Mengen Eisen zu schmelzen, dass das Silber, entsprechend der Erfahrung im Grossen, in grösserem Verhältniss in den Stein, als ins Werkblei geht, wohl in Folge der grossen Verwandschaft zum Schwefeleisen. Es erklärt sich daraus die Bildung eines silberreicheren

Werkbleies beim Steinschmelzen, nachdem beim Rösten das Schwefeleisen zerstört ist.

Die Verwandtschaft des Silbers und Bleies zum Schwefel scheint im Bleiglanz nahe gleich zu sein. Bis zu einem gewissen Eisenzusatz gehen Entsilberung und Entbleiung gleichen Schritt, bei Erhöhung desselben aber wird verhältnissmässig mehr Blei ausgeschieden, als Silber, indem letzteres von dem reichlicher gebildeten Schwefeleisen in grösserer Menge im Stein zurückgehalten wird. Man müsste alsdann beim Steinschmelzen behuf der vollständigeren Entsilberung erhöhte Bleizuschläge geben. Bei zu geringem Eisenzuschlag kann zwar die Entsilberung erwünscht sein, aber der Bleigehalt wird im Stein so gross, dass sich nach 4maligem Durchstechen noch kein Kupferstein erzielen lässt.

Bei der kiesigen Schliegarbeit sollte der Theorie nach noch weniger Eisen, als das obige Verhältniss nachweist, zugeschlagen werden, um möglichst wenig Kupfer ins Blei zu führen. Dies geschieht zwar meist, es kann jedoch auch der entgegengesetzte Fall eintreten, dass man mehr Eisen zuschlagen muss, wenn die Erze sehr kiesig sind. Fehlt es in solchem Falle bei der schwefelreichen Beschickung an Eisen, so wird der Bleiglanz theilweise nur in Unterschwefelblei verwandelt, welches ins Werkblei geht und dasselbe mussig macht. Man sucht bei der kiesigen Arbeit einen grösseren Steinfall zu erzielen, und zwar gewöhnlich auf 3 Theile Werkblei 4 Theile Stein.

Wegen des Arsengehaltes der Erze ist auf Andreasberger Hütte der Eisenzuschlag grösser, als auf den anderen Hütten (p. 366).

Zur Altenauer Hütte war bei der ord. Schliegarbeit dieses Verhältniss früher 19:15, seit aber der Pattisonsche Process eingeführt ist und weniger bleiische Zuschläge bei der Schliegarbeit gegeben werden können, hat sich das Verhältniss 17:15—16 gebildet. Bei den kiesigen Schliegen sucht man einen grösseren Steinfall, und zwar das Verhältniss von 3:4 zu erzielen, um das Kupfer möglichst im Stein zu concentriren.

Zur Lautenthaler Hütte schlägt man trotz des

höheren Bleigehaltes der Beschickung (p. 372) nur dieselbe Menge Eisen zu, wie auf den übrigen Hütten und arbeitet dadurch auf einen grösseren Steinfall hin, indem sich obiges Verhältniss wie 9 : 10 gestaltet. Es entstehen dabei mehr Steinschlacken, als auf den anderen Hütten, aber man bedarf deren auch bei der Schliegarbeit als Zuschlag in reichlicherer Menge zur Entfernung der Blende durch Verschlackung (p. 368). Wollte man mehr Eisen zuschlagen, so würde die Zinkblende durch dasselbe zersetzt werden und man erhielte nicht genug Steinschlacken für die Schliegarbeit behuf Abscheidung derselben.

Die Einwirkung des Eisens findet theilweise über und vor der Form des Ofens, theils im Herde statt. Während die kleinen Eisenstücke schon über und vor der Form wirksam werden, gelangen grössere Stücke im weissglühenden Zustande durch die Schlacken in den Stein im Herde und äussern hier ihre zersetzende Wirkung. Ist das angewandte Roheisen reich an Kohlenstoff, so macht sich dies durch ein lebhaftes Blasenwerfen im Herde bemerklich, indem der von dem Schwefel aus dem Roheisen abgeschiedene Kohlenstoff im Stein in die Höhe geht und in Berührung mit den oxydischen Schlacken Kohlenoxydgas erzeugt. Schmiedeeisen veranlasst diese Erscheinungen nicht. Die theilweise Wirkung des Eisens im Herde ist erwünscht, indem durch den dabei stattfindenden chemischen Process eine Temperaturerhöhung eintritt, in Folge dessen einer Ansatzbildung durch Abkühlung geschmolzener Massen entgegengewirkt wird. Man schlägt wohl absichtlich grössere Eisenstücke zu, um bereits gebildete Bühnen im Herde wieder flüssig zu machen und dadurch zu entfernen.

Zuschläge v. bleiischen Producten.

Zur Beschickung des Schlieges giebt man noch oxydische bleiische Producte von der Treibarbeit (p. 257), nämlich Abstrich, Herd, erste und letzte Glätte, sogenannte Vorschläge, um entweder ihren Metallgehalt nebenbei zu gewinnen, oder, wie zur St. Andreasberger Hütte mittelst des daraus reducirten Bleies die Entsilberung vollständiger zu machen, wenn der Bleigehalt der Schliege nicht ausreicht. Die Menge der zuzuschlagenden bleiischen Producte richtet sich in ersterem Falle nach den

Vorräthen, im zweiten nach dem Silbergehalt des Erzes und der Verbindungsweise des Silbers. Man rechnet zur Andreasberger Hütte bei der reichen Bleiarbeit, welcher Erze mit $2^1/_2$—10% Silber zugetheilt werden, auf 1 Quint Silber 2—3 Pfd. Blei, bei der armen Bleiarbeit und geringerem Silbergehalt auf 1 Quint Silber 4—5 Pfd Blei.

Der Sauerstoffgehalt der bleiischen Producte kann auf die Entfernung des Schwefels aus dem Bleiglanz mit einwirken.

Verfahren beim Beschicken.

Zur Herstellung der Beschickung wird jedesmal 1 Rost Schlieg vom Maschplatze weg auf den Beschickungsboden neben die Ofengicht gelaufen und hier in einer gewissen Reihenfolge mit den aufgeführten Zuschlägen schichtenweise in Gestalt einer abgestumpften Pyramide mit rectangulärer Basis in nachstehender Reihenfolge über einander ausgebreitet:

Steinschlacken, Schlieg, Eisen, bleiische Producte, Schliegschlacken, Schlieg, Eisen, bleiische Producte, Schliegschlacken. Beim Einfüllen dieser Beschickung in Tröge sucht man sämmtliche Schichten in verticaler Richtung gleichmässig wegzunehmen.

3. Einbinden der Schliege.

Schmelzen in Schliegform.

Auf den Oberharzer Hütten kommen sämmtliche Erze in Form von Schlieg oder groben Körnern zur Verschmelzung, indem sie theils schon in Schliegform zur Hütte transportirt werden, theils als Stücke (Stufferze) zur Anlieferung kommen, welche in den Stuffpochwerken (p. 145) zerkleint werden.

Bei der grossen Oberfläche, welche die Schliege den Zersetzungsmitteln darbieten, sollte man ein günstiges Schmelzresultat von der Schliegform erwarten. Dies erfolgt aber nicht immer, weil die Schliege, anstatt eine grosse Oberfläche zu geben, beim Niedergehen im Ofen sich dicht aufeinander legen, mit dem Schmelzmittel zusammensintern, zuweilen das Brennmaterial inkrustiren, unvorbereitet durch die übrigen Beschickungstheile in den Herd rollen, bei etwas starkem Gebläse mechanisch empor gerissen werden und dann die Ofenbruch- und Flugstaubbildung erleichtern.

Schmelzen in Knörperform.

Zur Vermeidung oder Verminderung dieser Uebelstände hat man zur Altenauer Hütte zu verschiedenen Malen versucht, die Bleierze in Knörperform zu verschmelzen. Dies gelang zwar, aber mit einem unverhältnissmässig grösseren Aufwand an Brennmaterial und einem weniger vortheilhaften Metallausbringen, veranlasst durch den grössern Erden-, namentlich Kieselerdegehalt der Knörper im Vergleich zu den Schliegen. Während man bei den durch die Aufbereitung angereicherten Schliegen das zur Schlackenbildung noch fehlende durch Schlacken ersetzt, so enthalten die der Aufbereitung weniger unterzogenen Knörper die Schlacken gebenden Bestandtheile in grösserer Menge. Zur Bildung der Schlacken aus den einzelnen Erden ist in letzterem Falle eine höhere Temperatur erforderlich, als in ersterem Falle aus schon vorhandenen Schlacken, daher der grössere Brennmaterialaufwand beim Knörperschmelzen. Wollte man die Schmelzbarkeit durch leichtflüssige Zuschläge erhöhen, so würde man ein grösseres Haufwerk durchzuschmelzen haben, wodurch sich wieder der Brennmaterialaufwand und der Metallverlust vermehrt.

Es würde umfangreiche Versuche erfordern, um zu ermitteln, ob es vortheilhafter ist, weniger aufbereitete Erze in Knörperform bei grösserem Brennmaterialaufwand und Metallverlust auf chemischem Wege durch Verschlackung zu verschmelzen, als mit grösseren mechanischen Verlusten bei der Aufbereitung erhaltene metallreichere Schliege mit weniger Brennmaterial und Metallverlust zu verhütten.

Die jetzigen verhältnissmässig hohen Brennmaterialpreise fordern zu Versuchen ersterer Art nicht auf.

Wenn auf anderen Hüttenwerken, z. B. zu Tarnowitz und zur Victor-Friedrichshütte am Harze, das Knörperschmelzen zu günstigen Resultaten führt, so hat dies seinen Grund in der leichtschmelzigeren Beschaffenheit der beigemengten Gangarten (Eisenspath, Kalk), welche man durch Zuschlag von leichtschmelzigen Schlacken (z. B. Eisenfrischschlacken zu Tarnowitz) noch unterstützt.

Das Schmelzen der Erze in Schliegform mit Koks hat früher auf den Oberharzer Hütten sehr ungünstige Resultate

ergeben, neuerdings führt man dasselbe zur Lautenthaler Hütte mit Erfolg aus (p. 253).

Einbinden d. Schliege.

Es ist ein Mittel vorhanden, die Schliegform beim Schmelzen zu vermeiden und dadurch die Vortheile des Knörperschmelzens zu erreichen, das Einbinden der Schliege.

Dieses besteht darin, dass man die Schliege in Kalkmilch in solcher Menge einrührt, dass eine steife Masse entsteht, welche in Formen geschlagen und dann an der Luft oder bei höherer Temperatur getrocknet wird. Angestellte Schmelzversuche mit solchen Schliegsteinen haben die Vortheile ergeben, welche man damit auf anderen Hütten, z. B. zu Tarnowitz erreicht hat, Verminderung der Flugstaubbildung und Ofenbrüche, in Folge dessen längere Campagnen und Brennmaterialersparung, sowie einen besseren Ofengang.

Wegen Mangels an Raum zum Trocknen der Schliegsteine hat man das Einbinden der Schliege zeither nicht eingeführt, sondern sich nur auf das Einbinden des Flugstaubes (Rauches) beschränkt, bei dessen Verschmelzung wegen seiner Zartheit obige Vortheile noch mehr hervortreten, als bei Schliegen.

Nach Leithner[1]) empfiehlt es sich, wenn reine Erze in Stücken und in Schliegform zur Hütte geliefert werden, beide gemeinschaftlich zu verschmelzen, indem davon eine Brennmaterialersparung und ein rascheres und leichteres Schmelzen des Schlieges erwartet wird. Das Erzschmelzen geht rascher als das Schliegschmelzen und die oben bezeichneten Uebelstände bei letzterem allein treten weit weniger hervor.

§. 39. Leitung des Schmelzens und Arbeiten dabei.

Schlieg-abschnitte.

Sämmtliche nach der Hütte in einem Jahre gelieferten Schliege theilt man, um Uebersichtlichkeit und einen regelmässigen Betrieb zu erhalten, in eine gewisse Anzahl Posten,

1) Berg- und Hüttenm. Ztg. 1852, p. 170.

sogenannte Schliegabschnitte, von denen jeder einzeln berechnet wird. Zur Clausthaler und Altenauer Hütte macht man 12, zur Lautenthaler Hütte 8 und zur Andreasberger Hütte 4 Abschnitte, von denen jeder eine auf den verschiedenen Hütten variirende Anzahl Schlieggattirungen (Maschen, Mischungen) enthält, z. B. zur Clauthaler Hütte 7 Maschen à 30 Röste, zur Altenauer Hütte 7 Maschen à 18 Röste, zur Lautenthaler Hütte 16—18 Maschen à 16 Röste, zur Andreasberger Hütte Maschen von 10—20 Rösten.

Zum Ausbringen des Silbers und Bleies aus dem jährlich angelieferten Schliegquantum sind etwa 1¹/₄ Jahre, und das Ausbringen des Kupfers mitgerechnet, 2—2¹/₂ Jahre nöthig.

Man sucht den einzelnen Schliegabschnitten, was aber auf Andreasberger Hütte weniger angeht, eine möglichst gleichmässige Zusammensetzung zu geben, damit die Arbeiter, welche nach dem Ausgebrachten bezahlt werden, einen möglichst constanten Lohn verdienen und die Arbeit übersichtlicher bleibt.

Beim Schliegschmelzen kommen nachstehende hauptsächliche Arbeiten vor: Arbeiten beim Schmelzen.

A. Das Abwärmen und Anblasen (Anhängen) des Ofens. Nach dem Zumachen des Ofens (p. 308) wird am Tage vor dem Beginne der Campagne auf dessen Sohle, sowie im Vorherde und Stechherde ein Kohlenfeuer angemacht. Da auf die Sohle der Spur und des Vortiegels nur schwierig Kohlen fallen, so stellt man wohl lange Kohlen über die Herdöffnung gegen den Vorsetzstein. Sind dieselben abgebrannt, so räumt man die Asche aus dem Vorherd und erneuert diese Kohlen so oft, bis die Herdsohle rothglühend geworden ist, was etwa 6—9 Stunden dauert. Anderen Tags füllt man, nachdem die Vorwand eingesetzt, etwa 4 Stunden vor dem Beginn des Schmelzens den Ofen bis 6—7 Fuss unter der Gichtöffnung mit Holzkohlen an, und lässt, ohne das Gebläse in Bewegung zu setzen, die Kohlen durchbrennen, bis die Flamme durchschlägt. Dann fängt man an, bei langsamem Gebläseumgang ein paar leichte Sätze von Schliegschlacken (etwa 6 Tröge), Abwärmen und Anblasen des Ofens.

je 2—3 in Abwechselung mit 1 Füllfass Kohlen aufzugeben, wobei man die Gicht flammen lässt, damit sich die Flugstaubkammern erwärmen und in denselben keine Explosionen entstehen. Dann giebt man etwas Beschickung (2 Tröge) abwechselnd mit 1 Füllfass Kohlen auf und steigert allmählig den Satz, bis bei hinreichend fester Nase die Kohlengicht die grösste Menge Beschickung trägt, welche sie bei normalem Ofengange zu tragen vermag. Wirkt das Gebläse gleich zu scharf, so findet leicht ein Kaltblasen der zähflüssigen Schlacken statt und es bildet sich eine zu starke Nase, deren Schwächung nur mit Brennmaterialaufwand und schwieriger Arbeit geschehen kann; es tritt ein Versetzen des Ofens ein, dessen Folgen oft lange nachhalten. Erst nachdem das Ofengemäuer gehörig erhitzt und der Herd mit flüssigen Massen angefüllt ist, lässt man das Gebläse mit ganzer Kraft blasen. Die im Herde sich bildenden Ansätze müssen beim Anblasen fleissig ausgeräumt werden. Früher dauerte es 4—6 Tage, bis der Ofen nach dem Anblasen in normalen Gang kam. Auf Clausthaler Hütte soll sich diese Zeit, seit man Kokssteine (p. 372) zum Ausmauern des Ofens anwendet, auf 24 Stunden vermindert haben, vielleicht auch aus anderen Ursachen.

Man lässt daselbst gewöhnlich den Ofen nach dem Anblasen 8—14 Tage lang mit Rauchbeschickung gehen, welche leichtflüssiger ist, als Schliegbeschickung und den Herd gehörig erwärmt, in Folge dessen sich weniger Ansätze darin bilden und längere Ofencampagnen möglich sind. Da aber die Zartheit des Rauchs Veranlassung zur Bildung von, den noch kühlen Schacht beengenden Ofenbrüchen giebt, welche die Schmelzdauer verkürzen, so hat man zur Clausthaler Hütte dadurch die längsten Schmelzcampagnen erreicht, dass man den ersten Tag ein paar leichtflüssige Bühnenbeschickungen in Stücken durchschmilzt, welche aus 24 Ctnr. gerösteten Ofenbrüchen, 12 Ctnr. geröstetem Rauchstein, 30 Ctnr. Schliegschlacken, 1 Ctnr. Eisen, 3 Ctnr. Herd und 2 Ctnr. Abstrich eine jede bestehen, den zweiten Tag giebt man nur Rauchstein- und dann 8—14 T. Rauchbeschickung auf, wo dann der Ofen zuweilen noch 10—11 W. mit gewöhnlicher Schliegbeschickung geht.

Damit bei dem Anblasen der Arbeiter durch die aus dem Vorherd hervorgetriebenen Bleidämpfe möglichst wenig belästigt wird, legt man wohl anfangs ein mit Lehm überzogenes Eisenblech über Spur und Herdtiegel.

Man muss bei dem Anblasen hauptsächlich danach sehen, dass sich vor der Form bei nicht zu hoher Temperatur eine Nase von passender Länge bildet. Man versteht unter Nase eine durch nicht völlig geschmolzene Schlacke und Beschickung gebildete künstliche röhrenförmige Verlängerung der Form, auf welche sich in Gestalt eines Dreiecks halbgeschmolzene Beschickung mehr oder weniger im Ofenschacht hinauf auflegt. Die Nase schützt die Form gegen das Wegschmelzen und die Zerstörung durch Schwefeldämpfe und verhindert ein Wegschmelzen der Brandmauer, indem sie den Schmelzpunkt nach der Mitte des Ofens zu verlegt. Bei ihrer porösen Beschaffenheit an der Spitze vertheilt sich der Wind, so dass der Schmelzpunkt nicht bloss auf einen Punkt verlegt wird, sondern auch ein Schmelzen der Beschickung an entfernteren Punkten stattfinden kann. Die Abdachung der Nase giebt der Beschickung die Direction ins Bereich des Windes. Nasenbildung.

Bei normalem Ofengang und der richtigen Temperatur vor der Form hat die Nase eine gewisse Länge. Bei abnehmender Temperatur wird sie länger, verliert ihre poröse Beschaffenheit an der Spitze und wird dunkel; bei zu hoher Temperatur wird sie weiter und hell und schmilzt nach und nach weg. Es giebt danach die Beschaffenheit der Nase Kunde von der im Ofen herrschenden Temperatur und ist ein wichtiges Kennzeichen zur Beurtheilung des Ofenganges. Bei Anwendung von erhitzter Gebläseluft oder Koks, welche eine hohe Temperatur geben, ist die Nasenführung schwieriger, als bei Anwendung von kalter Luft und Holzkohlen. Diejenigen Schmelzprocesse, welche eine sehr hohe Temperatur erfordern, z. B. die Roheisenerzeugung, gehen ohne Nase. In solchem Falle pflegen keine Stoffe vorhanden zu sein, welche die Form zerstören, und gegen das Wegschmelzen schützt man dieselbe durch Kaltblasen mittelst Luft oder durch Wasserkühlung. Die Versuche, Oberharzer

Bleiglanzschliege in einem nach Art der Eisenhohöfen construirten Rastofen zu schmelzen, scheiterten mit daran, dass sich bei der hohen Temperatur keine Nase halten liess und in Folge dessen Form und Brandmauer schnell zerstört wurden.

Man legt beim Anblasen den Grund zur Nasenbildung durch einige Tröge Schlacken (Nasenschlacken), welche man scharf an die Brandmauer setzt, so dass sie die Form passiren müssen, auf dem durch Gestübbe gebildeten Nasenstuhl (p. 298) sich aufsetzen und durch den in die zähe Masse geblasenen Wind sich zur Nase formiren.

Obgleich das Nasenschmelzen bei Blei-, Silber- und Kupfererzen manche Unvollkommenheiten hat, so ist dasselbe noch durch keine andere Schmelzmethode in Schachtöfen zu ersetzen gewesen.

Aufgeben der Beschickung.

B. Das Aufgeben von Beschickung und Brennmaterial. Mit dem Nasenschmelzen steht die übliche Art des Aufgebens von Brennmaterial und Beschickung (Satz) in inniger Verbindung. Man setzt letztere in Trögen an die Formseite, erstere in Schwingen oder Füllfässern an die Vorderseite, so dass sich im Ofen zwei separirte, mehr oder weniger in einander übergehende vertikale Säulen befinden. Die in der Kohlensäule erzeugte Hitze reicht hin, die gegenseitige Zersetzung der Bestandtheile des Schmelzgutes auf einander herbeizuführen. Wollte man, wie beim Eisenhohofenbetrieb, Kohlen und Beschickung in abwechselnden horizontalen Schichten aufgeben, so würde die gegenseitige Einwirkung der Beschickungsstoffe beschränkt und im Gestell eine zu hohe Temperatur erzeugt werden, bei welcher die Nasenführung unmöglich wird und sich viel Blei verflüchtigt. Die letztere Art des Aufgebens ist da an ihrem Platze, wo es sich um Erzeugung einer sehr hohen Temperatur und eine gleichmässig reducirende Einwirkung von Kohlenoxydgas auf das Schmelzgut handelt. Beides ist bei der Niederschlagsarbeit nicht erforderlich.

Man nimmt beim Aufgeben die Kohlenmenge jedesmal constant, variirt aber je nach dem derzeitigen Ofengang mit der Anzahl Tröge Beschickung.

Bei gutem Ofengange hat die Nase 12—16 Zoll Länge,

ist vorn porös (sternigt), ringsherum aber dunkel und etwas geneigt, die Gicht ist dunkel, die Beschickungssäule geht allmählich und nicht ruckweise nieder, die Schlacke tritt regelmässig und leicht unter dem Vorsetzstein hervor und fliesst in der passenden Consistenz (p. 367) auf der Schlackentrifft herunter, das Gebläse wirkt gehörig durch und es befinden sich hinter dem Vorsetzstein Kohlen.

Als Kennzeichen zur Beurtheilung des Ofenganges dienen hauptsächlich: **Kennzeichen für den Ofengang.**

1) Die Beschaffenheit der Nase hinsichtlich ihrer Helligkeit und Länge, welche man durch die Form gewanren kann. Bei gutem Ofengang hat dieselbe, auf den einzelnen Hütten etwas verschieden, eine Länge von 12—18″, ist vorn porös, so dass sich der Wind gehörig vertheilen kann, nicht zu hell und nicht zu dunkel. Im ersteren Falle herrscht eine zu hohe, im letzteren eine zu niedere Temperatur im Ofen. Hinsichtlich der Nasenführung können folgende Erscheinungen eintreten:

a. Die Nase wird zu lang (läuft an). Hierdurch wird der Schmelzpunkt zu weit nach der Vorwand gerückt, in Folge dessen dieselbe durchgefeuert werden kann. Dieser Umstand wird gewöhnlich durch zu schweren Satz herbeigeführt, auch schlechte oder nasse Kohlen können Schuld daran sein. Man bricht alsdann an Beschickung ab, oder gibt, wenn dies noch nichts helfen sollte, einige leere Kohlengichten auf. Will die Nase dennoch nicht zurückgehen, so bricht man die Vorwand oberhalb des Vorsetzsteines auf, um einen Theil davon wegzukeilen. Der danach entstehende hohle Raum wird vor dem Einsetzen der Vorwand mit groben Kohlen ausgefüllt. Im Falle, dass die Vorwand durchgefeuert sein sollte, hängt man das Gebläse ab und vermauert die fehlerhafte Stelle mit Barnsteinen. Sollte die Nase vorn zugegangen sein, so dass der eingeblasene Wind wieder zurückprallt, so muss sie mit einem Räumeisen durchgestossen werden.

b. Die Nase wird zu kurz (geht zurück) oder geht ganz weg. Dieser Zustand, weit unangenehmer als der vorige, tritt gewöhnlich in Folge einer unregelmässigen Satzführung oder zu leichter Sätze ein. Ist die Nase ganz

verschwunden, so wird der Schmelzpunkt zu sehr nach hinten verlegt, in Folge dessen an der Vorwand und im Herde sich erstarrte Massen ansetzen (es legt sich ein), deren Entfernung oft grosse Schwierigkeiten macht und ein Aufbrechen des Ofens herbeiführen kann. Dieses Aufbrechen der Vorwand, eine der beschwerlichsten Operationen, wird erforderlich, wenn die austretende Schlacke matt ist oder ganz zurückbleibt, und der Wind nicht unter dem Vorsetzstein durchbläst, nachdem derselbe beim Aufstechen frei von Schlacken wurde. Man nimmt alsdann den Vorsetzstein weg, reinigt den Herd und die Futtermauern von Ansätzen und setzt einen neuen Vorsetzstein ein, wonach die Nase Raum gewinnt, wieder anlaufen zu können. Man befördert dies durch erhöhten Erzsatz, oder durch Eingiessen von Wasser in die Form, damit die davor befindlichen Schlackenmassen erstarren; oder man bringt durch den Formrüssel Lehm, Thonschiefer etc. in den Ofen und sucht so eine künstliche Nase zu bilden. Verpönt ist es, Ziegelstücke, Barnsteine etc. von oben an die Formwand zu setzen, wodurch zwar schnell eine Nase gebildet wird, allein diese wird leicht zu lang und erfordert wegen ihrer Strengflüssigkeit einen grossen Aufwand an Brennmaterial, um sich zu verkürzen.

Geht die Nase zurück und ist sie gleichzeitig hell, so sagt man: die Nase feuert.

Sowohl bei zu kurzer, als bei zu langer Nase vermehrt sich der Steinfall.

2) Die Beschaffenheit der Schlacke. Von ihrem Flüssigkeitszustande und dem mehr oder weniger raschen Erstarren lässt sich auf ihren Silicirungsgrad schliessen (p. 367), welcher bei normalem Schmelzgang derselbe bleibt. Als Bisilicatschlacke muss die Schliegschlacke mit einer gewissen Zähigkeit die Schlackentrifft herabfliessen, sich kneten und in Formen schlagen lassen, langsam erstarren und dabei nicht zerspringen. Je leichter, dünner und rascher die Schlacke aus dem Herd fliesst und je leichter sie unter Zerspringen erstarrt, um so basischer ist sie und es bedarf dann eines Zuschlages von Schliegschlacken zur Beschickung. Wird die Schlacke in Folge eines hohen

Kieselerdegehaltes zu steif, so schlägt man Steinschlacken zu. Vom Einfluss eines Schwerspathgehaltes auf die Eigenschaften der Schlacke war S. 371 die Rede.

Die Beschaffenheit der Schlacke hängt haupssächlich von der Zusammensetzung der Beschickung und dem Ofengang ab, und ändert sich sogleich, so bald Rohgang eintritt (es liegt oder fällt lose). Dieser, gewöhnlich eine Folge unregelmässiger Satzführung oder zu schneller Steigerung des Satzes bei schwacher Nase, wird dadurch angezeigt, dass die Schlacke matt und steif wird, wenig davon in den Herdtiegel tritt, und sich im Herde rohe Beschickung befindet, welche an den Seitenwänden des Ofens niedergegangen ist und den eigentlichen Schmelzpunkt vor und über der Nase nicht passirt hat. In Folge dessen setzen sich Bühnen im Herde an und es erfolgt eine mussige, unreine Schlacke. Tritt eben Rohgang ein und war der Ofen noch nicht lange im Gange, so lässt er sich durch leichte Sätze, fleissige Anwendung des Brusträumers und Vermehrung der Zuschläge, namentlich der Steinschlacken beseitigen, wodurch freilich das Haufwerk vermehrt und der Kohlenaufwand vergrössert wird.

Weit schwieriger ist die Verhinderung und Beseitigung des Rohganges, wenn der Ofen schon längere Zeit (4—6 Wochen) im Betriebe war und sich Ofenbrüche angesetzt haben, welche ein Kippen des Satzes veranlassen, in Folge dessen dieser roh in den Herd kommt. Auch geben sie, indem sie sich 5—6′ über dem Vorsetzstein an der Vorwand ansetzen, Veranlassung zu dem sogenannten Auffeuern, worunter man ein Durchschmelzen der Form versteht. Bleibt nämlich der Satz auf den Ofenbrüchen hängen (der Ofen hängt) und die Kohlen gelangen allein in den Schmelzraum, so wird die Hitze so gross, dass die Formmauer durchschmilzt (es feuert auf). Man muss in solchem Falle die ausgebrannte Oeffnung mit Barnsteinen und Lehm wieder verschliessen und gleichzeitig den hängen gebliebenen Satz mit einer $^1/_2$—$^3/_4$″ starken und 10—14′ langen Eisennadel (Räumnadel), die man durch ein in der Vorwand befindliches, lose versetztes Loch einbringt, in den Schmelzraum herabholen, wodurch dann stets

periodischer Rohgang und ein Einlegen in den Herd herbeigeführt wird.

3) Die Beschaffenheit der Gicht, ob dieselbe dunkel ist oder flammt. Während der ersten Stunden beim Anblasen lässt man die Gicht hell gehen (den Ofen flammen), um die Kamine zu durchwärmen; gewöhnlich von da an, wo der erste Abstich gemacht worden, sucht man die Gicht fortwährend dunkel zu erhalten, d. h. man stimmt die Temperatur so weit im Ofen herab, dass die aus der Gicht entweichenden brennbaren Gase die zu ihrer Entzündung erforderliche Temperatur nicht besitzen. Eine flammende Gicht lässt immer auf eine zu hohe Temperatur in der Kohlensäule, auf ein nicht richtiges Verhältniss von Satz und Kohle oder unregelmässiges Niedergehen derselben schliessen, wodurch die Verflüchtigung des Bleies sehr befördert wird. Gleichzeitig findet eine unvortheilhafte Benutzung der Kohlen statt; das Eisen oxydirt sich, verliert dadurch an Niederschlagsvermögen und gibt zur Bildung heissgrädiger Schlacken Veranlassung. Bricht die Flamme hervor, sei es, dass dies durch einen zu geringen Erzsatz oder sonst wie veranlasst ist, so wird sie mit Wasser ausgegossen, was jedoch wegen der schädlichen Einwirkung desselben auf die heissen Ofenwände und wegen der Beförderung der Ofenbruchbildung möglichst zu vermeiden ist.

Man erreicht das Dunkelgehen der Gicht dadurch, dass man eine richtige Nase zu erhalten sucht und zur rechten Zeit, wenn die Schmelzsäule niedergegangen ist, den Ofen wieder voll trägt. Damit sich der unten vor dem Ofen befindliche Arbeiter von dem Zustande der Gicht stets unterrichten kann, befindet sich einige Fuss über derselben an der Vorderwand eine Oeffnung, das Flammloch, welches stets dunkel sein muss.

4) Die Beschaffenheit des Herdes. Die Herdsohle muss frei von Ansätzen (Bühnen) sein, desgleichen darf sich hinter dem Vorsetzsteine keine ungeschmolzene oder theilweise geschmolzene Beschickung befinden, sondern nur Kohlen. Nur alsdann geht die Beschickung gehörig vor der Form nieder und der Wind bläst gehörig durch. Geht die Beschickung an der Vorderwand oder dicht an

den Seitenwänden in den vorderen Ofenwinkeln nieder, dann bilden sich Bühnen im Herde und Ansätze hinter dem Vorsetzstein, indem sich das Feuer nach hinten zieht; es erfolgt kein vollständiges Durchblasen des Windes mehr und die regelmässige Schlackenbildung wird unterbrochen.

Ein öfteres Untersuchen des Herdes und Ausräumen der Ansätze aus demselben ist die Grundbedingung für einen guten Ofengang.

Geht der Vorsetzstein nicht tief genug in das Gestübbe der Spur nieder, so findet, besonders nach dem Aufstechen, ein Durchblasen des Ofens statt, d. h. die Flamme tritt mit viel Bleirauch unter dem Vorsetzstein hervor. Zur Beseitigung dieses Uebelstandes holt man die Schlacken mit dem Brusträumer herauf, streut Kohlenklein auf den Herdtiegel, erhöht den Vorherd in der Nähe des Herdtiegels und lässt sich die Schlacke darin ansammeln, schwächt auch wohl das Gebläse.

Als Mittel zur Veränderung des Ofenganges bei eingetretenen Störungen wendet man an: Vermehrung oder Verminderung des Satzes und des Zuschlages verschiedener Schlacken, Schwächung oder Verstärkung des Gebläses, Ausräumen der Ansätze, Herabholen der hängen gebliebenen Beschickung u. a.

C. Arbeiten im Herde. Hierher gehören hauptsächlich: **Arbeiten im Herde.**

1) Das Abstechen der geschmolzenen Masse aus dem Herde. Bei regelmässigem Ofengang setzen sich die geschmolzenen Producte nach ihren specifischen Gewichten im Herde ab und füllen denselben allmählich, wobei die nach oben gedrängte Schlacke auf der Schlackentrifft abfliesst und mittelst der Forke davon abgeworfen wird.

Sobald sich der Herd mit Werkblei und Stein angefüllt hat, — was immer nach Verlauf einer gewissen Zeit geschehen ist und was man besonders daran erkennt, dass beim Einbringen eines Holzstabes in den Herd Steintheilchen herausgeworfen werden, — so öffnet man bei abgestelltem Gebläse, indem man die Düse aus der Form nimmt, das

Stichloch mit dem Stecheisen, worauf Werkblei und Stein den vorher gut abgewärmten Stechherd füllen.

Sobald Schlacke kommen will — was man an deren Farbe und der Art zu fliessen gewahrt —, verschliesst man die Stichöffnung durch einen Gestübbepfropfen, welchen man an die hölzerne Stopfstange angedrückt hat. Ist das Stichloch zu gross geworden, so hat man oft Mühe, dasselbe wieder zu verschliessen, und es kann dies zuweilen erst geschehen, wenn man alles Flüssige aus dem Herde herausgelassen hat.

Nach jedem Abstechen untersucht man den Herd mittelst Räumeisens und Bruststräumers und arbeitet die Ansätze gut aus, bessert, wenn nöthig, den Vorherd mit frischem Gestübbe aus, wirft Lösch auf den Vortiegel, lässt das Gebläse an und setzt das Schmelzen wieder fort.

Nach gehöriger Abkühlung wird der Bleistein vom noch flüssigen Werkblei als Scheibe mittelst Forke und Walze abgehoben, in faustgrosse Stücke zerschlagen und ins Rösthaus geschafft. Bei zu frühem Abheben läuft der Stein aus und bedeckt von Neuem das Werkblei; kühlt er zu lange, so haftet Werkblei daran.

Das Werkblei wird nach gehöriger Abkühlung in eiserne Formen gegossen.

2) Das Abwerfen der Schlacken. Die Schlacken werden entweder mit der Forke von der Trifft abgeworfen oder vom untern Theil derselben mittelst einer Schaufel weggenommen und in eiserne Formengedrückt (p. 273). Die unreinen, eingemengte Stein- und Werketheile enthaltenden Schlacken vom Vortiegel und dem obern Theil der Schlackentrifft weg separirt man von den reinen Schlacken und schlägt sie wieder zu.

3) Das Ausräumen der Ansätze (Bühnen) aus dem Herde geschieht nach jedem Abstechen, wie bereits oben angeführt worden.

4) Die Erneuerung des Vorherdes. Durch häufiges Ausräumen der Bühnen wird der Vorherd schadhaft, der Herdtiegel zu gross, der Stich fest, es legt sich stark ein und der Ofengang wird dadurch gestört. Man stellt alsdann das Gebläse ab, verstopft die Formöffnung mit Lehm,

entfernt alles Geschmolzene aus dem Herd, räumt das Gestübbe über dem Stich weg, schiebt durch die Spur ein Stück Holz in den Ofen, um das Herabfallen der Ofenfüllung zu verhindern, schliesst die Ofenbrust mit feuchtem Gestübbe, räumt das alte Gestübbe aus dem Vorherd weg und ersetzt dasselbe bei gleichzeitiger Legung eines neuen Stiches durch frisches. Hierauf wird der neue Vorherd 3—4 Stunden abgewärmt, die Brust geöffnet und der Ofen wieder in Gang gesetzt. Gewöhnlich macht man alle 3—4 Wochen einen neuen Vorherd; der Stichherd bedarf noch einer öftern Erneuerung. Erfahrungsmässig fällt bei jedem neuen Herde mehr Stein, als wenn er erst einige Zeit im Gebrauche gewesen ist.

D. Ausblasen (Ausschuren) des Ofens. Haben sich die Ofenbrüche in so bedeutender Menge angesetzt, und ist der Schmelzraum so weit geworden, dass ein vortheilhafter Ofenbetrieb nicht weiter möglich ist, so schreitet man zum Ausblasen des Ofens. Man gibt einige leichte Sätze Beschickung, dann nur Kohlen auf, verschmiert die zur Gichtmündung führende Arbeitsthür, damit sich die fortgeführten Bleitheile besser in den Kammern absetzen, lässt den Inhalt des Ofens bis in die Formgegend sinken, was durch in die Vorwand geschlagene Löcher beobachtet wird, und stellt das Gebläse ab. Dabei hat man mittelst der Räumnadel durch das in der Vorwand befindliche Räumloch etwa hängen gebliebene Gichten herabgeholt. Nachdem der Vorsetzstein und ein Theil der Vorwand eingeschlagen ist, werden die noch im Ofen befindlichen Kohlen mittelst einer Krücke (Holkrücke, Höllkrücke) herausgezogen, die geschmolzenen Massen in den Stichherd abgelassen, und noch vor dem völligen Erkalten des Ofens alle Ansätze aus dem Herde ausgeräumt, sowie auch die Herdmasse zerstört. Nach dem völligen Erkalten des Ofens wird der Schacht von Ofenbrüchen gereinigt, durch Ausbesserung wieder auf seine ursprünglichen Dimensionen gebracht und zum Zumachen fertig hergestellt.

Die Dauer der Schmelzcampagnen betrug früher 6—7 Wochen; man hat dieselben jedoch neuerdings durch verschiedene Verbesserungen (Erweiterung der Oefen im Koh-

lensack, Ausmauern mit Kokssteinen, vorsichtiges Anblasen etc.) auf 10—16 Wochen gebracht.

Von wesentlichem Einflusse auf die Dauer der Campagne ist es, gleich zu Anfang des Schmelzens eine hinreichend lange Nase zu bilden, welche dem Ansetzen von Ofenbrüchen an der Vorwand entgegenwirkt in Folge der grösseren Hitze an derselben. Findet gleich zu Anfang eine Ofenbruchbildung statt, so nimmt sie rasch überhand und lässt sich nachher nicht mehr beseitigen. Man glaubte früher, es müsse die anfangs von Schlacken gebildete Nase durch eine solche aus Beschickung ersetzt werden, bei diesem Wechseln ging aber die Nase leicht zurück, weshalb man diese Procedur nicht mehr vornimmt.

§. 40. Producte vom Schliegschmelzen.

Es gehören hierher:

Werkblei.

1) Werkblei, eine Verbindung von Blei und Silber, meist mit geringen Mengen von Kupfer, Zink, Eisen, Wismuth, Antimon, Arsen und Schwefel (als $Pb^4 S$, $Pb^2 S$, $Cu^2 S$, $Fe S$, $Sb S^3$, $As S^3$). Der Legirung $Ag^3 Pb$ wird die Bildung von blumenkohlartigen Auswüchsen zugeschrieben, welche man oft beim Abtreiben gegen das Ende der Operation bei plötzlicher Abkühlung beobachtet.[1])

Das Werkblei ist ein Gemenge von in überschüssigem Blei aufgelösten Metalllegirungen, welche sich beim Erkalten ungleichmässig ausscheiden. Namentlich bleibt die Vertheilung des Silbers unter der Abkühlung nicht gleichförmig. Man findet nach Markus[2]) den höchsten Silbergehalt an den am raschesten abgekühlten Flächen, nämlich oben und am Rande, den niedrigsten Gehalt um den Mittelpunkt der Scheibe.

H. Strauch[3]) hat über die Vertheilung des Silbers im reichen Werkblei von Andreasberger Hütte Versuche angestellt. Eine 29 Pfd. schwere Werkbleischeibe,

1) *Erdm.* J. f. pract. Chem. LX. 455.

2) Oesterr. Zeitschr. 1854, p. 404; 1855, p. 44; 1856, p. 100.

3) Freiberg. Berg- und Hüttenm. Ztg. 1860. Nr. 3.

mit einem Durchschnittsgehalt von 30½ Loth Silber im Centner nach der Schöpfprobe, wurde in der Mitte horizontal durchgesägt und dadurch drei Flächen erhalten, die Ober-, Mittel- und Unterfläche. Auf allen 3 Flächen verzeichnete man vom Mittelpuncte aus 3 Kreise, welche von Radien durchschnitten wurden. An den entstandenen Durchschnittspuncten sind Proben ausgehauen und auf Silber probirt, wobei man folgende Resultate erhielt:

	1 Kreis Loth.	2 Kreis Loth.	3 Kreis Loth.	Mitte. Loth.	Durchschnitt. Loth.
Obere Fläche	30,02	29,66	27,85	26,50	28,51
Mittlere Fläche	31,15	30,08	29,37	24,25	28,71
Untere Fläche	31,21	30,83	31,33	26,50	29,91
Durchschnitt	30,79	30,19	29,52	25,75	29,06

Es nimmt hiernach der Silbergehalt der beiden Oberscheiben vom Mittel bis zur Peripherie bedeutend zu und zwar fast regelmässig vom kleinsten bis grössten Kreise. In der Unterscheibe steigt der Silbergehalt vom Mittel bis zum ersten Kreise bedeutend und bleibt von da ab auf der übrigen Fläche bis zur Peripherie ziemlich gleich. Der Silbergehalt ist also da grösser, wo die Abkühlung am stärksten war, in der Mitte am geringsten. Hier scheint sich auch das meiste Antimon und Arsen angesammelt zu haben, was aus der grossen Sprödigkeit der Mittelpuncte der beiden obern Flächen zu folgern ist.

Schon beim Frischblei, in welchem noch weniger fremde Metalle als im Werkblei vorkommen, findet bei der Abkühlung eine Ausscheidung verschiedener Legirungen statt (Streng in der Freib. Berg- und Hüttenm. Ztg. 1859, p. 14). Bei Wegnahme einer Probe ist dieses Verhalten zu berücksichtigen.

Das Werkblei findet sich selten krystallinisch oder krystallisirt, entsprechend den Beobachtungen von Hausmann[1]), nach welchem unter allen Körpern, welchen ein krystallinischer Aggregatzustand eigen ist, die Metalle die geringste Krystallisationstendenz besitzen. Seltener kommen

1) *Hausmann* Beitr. zur metallurg. Krystallkunde. 1850, p. 3.

vollendete Krystalle, als krystallinische Gebilde vor. Bei zusammengesetzteren Mischungen nach festen Verhältnissen scheint die Krystallisationstendenz im Allgemeinen grösser zu sein, als bei einfachen.

Das Werkblei wird entweder abgetrieben oder zuvor dem Pattison'schen Krystallisirprocess zur Anreicherung seines Silbergehaltes und zur Darstellung eines sehr reinen Bleies übergeben (Altenauer Silberhütte).

Analysen von Werkblei:

	a	b	c	d
Blei	95,97—99,00	99,83	98,85	98,89
Kupfer	0,40—0,76	0,15	0,05	0,05
Eisen	0,28—2,96	—	—	0,12
Antimon	0,20—3,46	0,01	0,50	0,33
Zink	—	—	0,16	Spr.

a) Oberharzer Werkblei nach Jordan mit 0,11—0,18% Silber (Erdm. J. f. pr. Chem. IX, 84).

b) Oberharzer Rastofenwerkblei nach Brüel mit 0,01% Silber.

c und d) Werkblei respect. von Lautenthaler und Altenauer Hütte nach Franke und Kuhlemann.

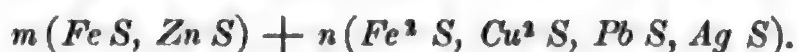
Das Verfahren bei Bleianalysen im chemischen Laboratorium zu Clausthal findet sich in der Freiberger Berg- und Hüttenm. Zeitg. 1859, p. 60 angegeben.

Bleistein.

2) Bleisteine, Bleileche bestehen aus Schwefelsalzen, Verbindungen von electropositiven und electronegativen Schwefelungen von der Zusammensetzung RS, R^2S und R^2S^3, und zwar im Wesentlichen aus Schwefeleisen und Schwefelblei. Die Oberharzer Bleisteine sind meist derb, oft strahlig und zeigen gewöhnlich Aehnlichkeit mit kleinspeisigem, seltener grobspeisigem Bleiglanz, unterscheiden sich jedoch davon schon dem Aeussern nach durch ihre Porosität. Zuweilen bilden sich, am häufigsten zur Lautenthaler Hütte, an der Unterseite der Bleisteinscheiben Krystalle von ½ Zoll Länge und darüber, welche im Innern vollkommenen Metallglanz zeigen, auf der Aussenseite aber rauh und mit einem dunkelrothbraunen Ueber-

zug von Eisenoxyd versehen sind, welches sich durch Oxydation des Schwefeleisens bei hoher Temperatur an der Luft gebildet hat. Die Krystalle scheinen auf den ersten Anblick Rhomboeder zu sein, zeigen aber einspringende Winkel und sind nach G. Rose (Pogg. LIV, 271) und Hausmann (c. l. p. 10) Würfel, die mit einer ihrer Ecken aufgewachsen sind; dabei sind sie aus diesen äusserst kleinen Würfeln oft nicht ganz regelmässig zusammengesetzt, wodurch ihre Aussenflächen rauh und in der Mitte wie eingedrückt, auch ihre oberen Ecken wie die vom spitzen Rhomboeder erscheinen. Die Spaltbarkeit stimmt mit der des Bleiglanzes überein. Zuweilen sind grössere Individuen mit kleineren verwachsen, und dabei geht die rhomboedrische Gestalt in eine linsenförmige über, welche Bildung sich wohl in tafelförmige Krystallrudimente verläuft, die sich unter unbestimmten Winkeln schneiden. Mit letzteren beiden Formen pflegt ein strahliges Gefüge verbunden zu sein.

Es kommt nun zur Frage, ob sich aus den unten angeführten Steinanalysen ein stöchiometrisches Verhältniss zwischen den zusammengetretenen Schwefelungen nachweisen lässt. Die Meinungen darüber sind getheilt. — Bodemann nimmt für die Oberharzer krystallisirten Bleisteine folgende allgemeine Formel an, worin m und n ganze einfache Zahlen bezeichnen:



$$m(Fe\,S,\ Zn\,S) + n(Fe^2\,S,\ Cu^2\,S,\ Pb\,S,\ Ag\,S).$$

Auf einen Antimon- und Arsengehalt ist hierbei keine Rücksicht genommen, weil ihre geringe Menge an dem Gesammtausdrucke wenig ändert. Das Antimon geht weniger in den Stein, als ins Werkblei. Nach Bredberg's Vorgange sind die beiden Schwefelungsstufen des Eisens $Fe\,S$ und $Fe^2\,S$ in einem gesetzmässigen Zusammenhange angenommen, dagegen nicht das Vorhandensein von $Pb^2\,S$, sondern das von $Pb\,S$, zu welcher Annahme die krystallographischen Verhältnisse, sowie ausserdem der Umstand berechtigt hat, dass der häufig in deutlichen Würfeln krystallisirte Ofenbruch in den hiesigen Bleiöfen die Zusammensetzung von $Pb\,S$ hat.

Nach Rammelsberg (Met. pag. 177) ist der wahrscheinliche Ausdruck für die Oberharzer Bleisteine abgesehen von den kleinen Mengen der übrigen Schwefelmetalle:

$$n \,.\, FeS + m \,.\, Pb\,S.$$

Das Antimon muss man sich als $Sb\,S^3$ mit $Fe\,S$ und $Pb\,S$ in Verbindung denken. Bei Annahme der genannten Schwefelungen in den Steinen reicht der bei den Analysen gefundene Schwefelgehalt zu ihrer Bildung nicht vollständig hin, was wahrscheinlich daher rührt, dass sie etwas $Fe^2\,S$ oder $Pb^2\,S$ oder beide zugleich enthalten. Der Annahme von $Fe^2\,S^3$ ist der Umstand entgegen, dass sich dieses Sesquisulfuret bei hoher Temperatur zersetzt.

Hausmann (a. a. O. p. 12) hält die Oberharzer Bleisteine für innige Gemenge von Schwefelblei und Schwefeleisen, welches letztere als $Fe\,S$ oder vielleicht als 5 $Fe\,S$, $Fe^2\,S^3$ (Magnetkies) vorhanden sein dürfte. Für diese Annahme, welche der Rammelsberg'schen in Bezug auf das Vorhandensein von $Fe^2\,S^3$ widerstreitet, spricht der Umstand, dass jene Steine magnetisch sind und sich in Höhlungen derselben zuweilen zarte prismatische Krystalle von Magnetkies ausscheiden. Die Berechnung gibt ausserdem bei einigen Analysen wohl Resultate, welche sich bestimmten Verhältnissen nähern, allein diese stimmen unter einander nicht überein.

Nach Plattner bestehen die Bleisteine in den meisten Fällen aus $n\,(Fe, Zn)\,S + m\,(Fe^2, Cu^2, Pb)\,S$, enthalten ausser einer geringen Menge von $Ag\,S$ öfters noch mehrere andere Schwefelmetalle, wie $Ni\,S$ und $Co\,S$ (von welchen letzteres selbst bei Gegenwart von Arsen leichter in den Bleistein übergeht als ersteres), ferner $As\,S^3$ und $Sb\,S^3$, welche mit einem Theile des Schwefelkupfers zu $m\,Cu^2S + (As, Sb)\,S^3$ oder auch mit einem Theile des Schwefelbleies zu $m\,Pb\,S + (As, Sb)\,S^3$ verbunden sein können. Bei einem grösseren Arsengehalt der Beschickung kann in den Stein eine Speise von der Zusammensetzung $(Fe, Ni, Co)^4\,As$ eingemengt oder mit den Schwefelungen wirklich verbunden sein.

Analysen von Bleisteinen:

	Blei.	Eisen.	Kupfer.	Zink.	Silber.	Antimon.	Arsen.	Mang.	Schwefel.
1)	73,346	9,814	0,396	0,198	0,116	0,397	—	—	15,338
2)	63,00	19,00	0,20	—	—	—	—	—	17,50
3)	41,50	34,05	0,36	—	0,12	0,66	—	—	23,82
4)	13,65	63,14	0,88	—	0,03	0,13	—	—	22,01
5)	8,26	58,00	0,90	—	0,02	2,40	—	—	31,38
6)	39,47	34,54	0,54	—	—	—	—	—	25,54
7)	36,00	33,20	Spur	2,50	—	5,30	—	—	22,00
8)	59,33	19,60	1,10	0,17	—	0,13	—	—	18,92
9)	53,31	21,56	0,23	2,24	—	0,38	—	—	19,33
10)	65,78	13,03	1,15	0,67	—	0,18	—	—	17,27
11)	60,69	20,36	0,49	0,55	—	0,36	—	—	16,40
12)	63,787	13,721	1,533	2,255	—	—	—	—	18,706
13)	35,68	31,55	3,79	—	—	1,49	1,07	0,25	23,97
14)	61,71	17,91	0,77	1,30	—	—	—	0,18	18,13

1) bis 7) von Clausthaler Hütte: 1) krystallisirter Schliegstein nach Brüel (Poggend. Ann. Bd. 54, p. 271), = $Fe\,S$, $Pb_2\,S$ nach Rammelsberg, 2) desgleichen nach Ohme; 3) derber Schliegstein nach Bodemann (Poggend. Ann. Bd. 54, p. 271) = $Fe\,S$ ($Fe_2\,S$, $Pb\,S$, $Cu_2\,S$); 4) Rastofenstein, porös, nach Brüel = $Fe\,S$ ($Fe_2\,S$, $Cu_2\,S$, $Pb\,S$); 5) desgleichen nach Bodemann = 2 $Fe\,S$, ($Fe_2\,S$, $Cu_2\,S$, $Pb\,S$); 6) Schliegstein nach H. Hahn, nahe 14 $Fe\,S$ + 3 $Pb\,S$; 7) derber Bleistein nach Rivot. 8) bis 12) von Lautenthaler Hütte: 8) krystallisirter Stein, nach Bodemann = $Fe\,S$, 2 ($Fe_2\,S$, $Cu_2\,S$, $P\,S^3$), nach Rammelsberg = 6 $Fe\,S$, 5 $Pb\,S$; 9) derber Stein = 3 $Fe\,S$, 2 $Pb\,S$; 10) grosse Krystalle, nach Bodemann = $Fe\,S$, ($Fe_2\,S$, $Pb\,S$, $Cu_2\,S$), nach Rammelsberg = 3 $Fe\,S$, 4 $Pb\,S$; 11) Krystalle nach Brüel, nach Bodemann = $Fe\,S$, 8 ($Fe_2\,S$, $Cu_2\,S$, $Pb\,S$), nach Rammelsberg = 5 $Fe\,S$, 4 $Pb\,S$; 12) Krystalle nach Bromeis. 13) und 14) von Andreasberger Hütte nach Bodemann und Avenarius, ersterer nach Bodemann = $Fe\,S$, ($Fe_2\,S$, $Pb\,S$, $Cu_2\,S$, $Ag\,S$, $Sb\,S_3$, $As\,S_3$).

Die Bleisteine kommen behuf weiterer Verarbeitung auf Blei, Silber und Kupfer zu den Bleisteinarbeiten.

3) Speise. Dieselbe erzeugt sich zuweilen in geringer Menge zur St. Andreasberger Hütte beim Verschmelzen der arsen- und antimonhaltigen Silbererze, bleibt meist am Stein haften und wird nicht weiter benutzt. Sie kommt dann wohl beim Verblasen der Kupferbleisteine und der Speise.

Krätzsteine als lichte, stark metallisch glänzende Lage unter dem erstarrten verblasenen Stein wieder zum Vorschein. Auch hat sich eine dünne Lage Speise über den Werken beim Durchstechen des Rastofensteins abgesetzt.

Die Bleispeisen bestehen aus Arsenmetallen, hauptsächlich $(Fe, Ni, Co)^4 As$, in sehr veränderlichen Verhältnissen der basischen Metalle, gemengt oder verbunden mit grösseren oder geringeren Mengen von Schwefelmetallen (Cu^2S, Fe^2S, FeS, PbS, ZnS, AgS, SbS^3, AsS^3).

Analysen von Bleispeisen:

	a	b	c	d
Blei	90,52	9,13	86,74	67,18
Kupfer	0,34	23,62	7,78	Spur
Eisen	2,58	2,51	1,37	Spur
Nickel	—	34,34	0,28	—
Arsen	0,13	27,07	0,23	—
Antimon	1,24	5,60	1,88	30,27
Schwefel	5,05	0,50	1,62	1,48

a) Speise von Andreasberger Hütte nach Bodemann. b) Sp. vom Verblasen des Kupferbleisteines daselbst nach Bruns. c) Speise, am Krätzstein haftend, ebendaher nach Streng. d) Speise vom Rastofenschmelzen zur Clausthaler Hütte nach Bodemann.

Ofenbrüche.

4) Ofenbrüche, Ansätze im Ofenschachte oder im Herde der Schmelzöfen, bestehen im Wesentlichen aus Schwefelblei, enthalten aber öfters noch andere Schwefelmetalle, namentlich Schwefelzink, Schwefeleisen, Schwefelantimon, Schwefelarsen, Schwefelcadmium, Schwefelsilber, auch wohl Oxyde und Metallsalze.

In den Oberharzer Schliegöfen haben sich in den Ofenbrüchen folgende Substanzen hauptsächlich gefunden:

a) Schwefelblei[1]), mit mehr oder weniger anderen Schwefelungen, theils in den Ritzen und Fugen der Gestellsteine, in den oberen Theilen des Ofenschachtes, hauptsächlich 5—6 Fuss über dem Vorsetzstein, theils in derben

1) *Hausmann*, Beiträge zur metallurgischen Krystallkunde, 1850, p. 48. — *Metzger* in der Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1853, p. 238. — *Gurlt*, pyrogenetische künstliche Mineralien, 1857, p. 20. — *Ulrich* in der Freiberg. Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1859, Nr. 27.

strahligen, grob- und feinspeisigen Massen, theils in mehr oder weniger ausgebildeten, meist trichterförmig vertieften Würfeln mit treppenförmigen Begrenzungen. Es kommen auch vollkommen ausgebildete Hexaëder mit matten und ebenen Begrenzungsflächen vor, jedoch seltener, und es scheint, dass dieselben einer grösseren Ruhe und eines längeren Wirkens der Krystallisationskraft zu ihrer Entstehung bedürfen. Sowohl die derben, als die krystallisirten Parthien gleichen in ihren Eigenschaften dem natürlichen Bleiglanz, nur lassen die Blätter eine gewisse Porosität erkennen. Im frischen Zustande besitzen diese Ofenbrüche entweder eine bleigraue Farbe, oder laufen mit der Luft in Berührung bunt an, was nach Hausmann[1]) wahrscheinlich von der Bildung eines höchst dünnen Ueberzugs von Bleivitriol herrührt, wohl nicht, wie Metzger annimmt, von einem Ueberzug von Schwefel, welcher durch Zersetzung des in den Ofenbrüchen enthaltenen Schwefeleisens durch Wasserdämpfe ausgeschieden sein soll. Am meisten erscheinen stahlblaue Farben, dann auch bronzefarbene, seltener grüne und gelbe; sie verschwinden beim Erhitzen. Nicht selten geht, wie man an dem weissen Ueberzuge der Ofenbrüche wahrnehmen kann, die Umwandlung des Schwefelbleies in schwefelsaures Bleioxyd rasch vor sich, wenn höhere Temperatur dieselbe begünstigt, oder sie findet bei längerem Liegen an der Luft allmählich statt. Dabei bleibt die kubische Form des Bleiglanzes im Ganzen unverändert und an den entstandenen Afterkrystallen erscheinen dieFlächen aufgetrieben, Kanten und Ecken etwas abgerundet, woran sich eine Bewegung der kleinsten Theile zu erkennen giebt[2]). Nicht selten ist Bleivitriol in die Ofenbrüche eingesprengt.

Metzger fand einen krystallisirten Ofenbruch aus einem Schliegofen der Clausthaler Hütte zusammengesetzt aus:

1) *Hausmann* über die Erscheinungen des Anlaufens der Mineralkörper in den Studien d. Götting. Ver. Bergm. Freunde, V, 320.

2) *Hausmann* über die durch Molekularbewegung in starren leblosen Körpern bewirkten Formveränderungen. Göttingen 1856, p. 59. — Derselbe, Beiträge zur metallurg. Krystallkunde, p. 48.

26

Schwefelblei	95,5
Schwefeleisen	3,2
Schwefelantimon	2,5
Schwefelzink	Spr.

Diese Ofenbrüche sind ohne Zweifel auf dem Wege der Sublimation entstanden, indem Schwefelbleidämpfe in Berührung mit den oben weniger erhitzten Ofenwänden sich condensirten. Fand eine langsame Abkühlung derselben in geschützten Räumen statt, so konnten sich mehr oder weniger völlig ausgebildete Krystalle erzeugen. Die Treppenform derselben scheint nach Metzger dadurch herbeigeführt zu sein, dass der mit den Ofenwänden in Berührung kommende dampfförmige Bleiglanz einige Zeit in einer Temperatur verblieb, bei welcher eine Verschiebung der Moleküle noch stattfinden konnte. Durch weitere Abkühlung wurde ein vollständiger, aber sehr kleiner Würfel erzeugt, welcher den Kern des entstehenden grösseren Krystallkörpers bildete. Die Kanten desselben waren dem erkaltenden Einflusse der Umgebung am meisten ausgesetzt, und da das Wachsen eines Krystalls durch Juxtaposition gleichartiger Moleküle bedingt ist, so musste als Endresultat eine Krystallgestalt mit stufenförmig vertieften Flächen hervortreten. Die Krystalle entstehen nach und nach und die neu hinzutretenden Metalldämpfe condensiren sich zunächst auf den kälteren Kanten. Nur bei längerer gleichmässiger Einwirkung einer gewissen Temperatur auf die einzelnen Theile des Krystallkörpers können völlig ausgebildete Krystalle hervorgehen.

Nach Becquerell (Pogg. Ann. XXXI 46) kann Bleiglanz oder Schwefelblei wegen seiner Flüchtigkeit mittelst Sublimation in Würfeln oder Octaëdern krystallisirt erhalten werden. Nach Fournet schmilzt Bleiglanz schwerer als metallisches Blei, ist aber flüchtiger.

Die Anwesenheit anderer flüchtiger Schwefelungen im Ofenbruch, z. B. Schwefelantimon und Schwefelarsen, lässt sich ebenfalls durch die Sublimation derselben erklären, nicht aber die von feuerbeständigen Schwefelungen, wie z. B. Schwefeleisen und Schwefelzink. Letzteres, welches beim Verschmelzen blendiger Bleiglanze (Lautenthaler Hütte)

oft einen wesentlichen Bestandtheil der Ofenbrüche ausmacht, gelangt nach Plattner[1]) wahrscheinlich auf die Weise in dieselben, dass der im Schmelzraum gebildete Schwefelkohlenstoff mit Zinkdämpfen im Ofenschacht in die Höhe steigt und ersterer durch die Gebläseluft in schweflige Säure und Kohlensäure zerlegt wird. In Berührung mit Kohle verwandeln sich diese Gase in Kohlenoxydgas und Schwefeldampf, welcher letzterer mit den Zinkdämpfen Schwefelzink bildet. Auch wird der Schwefelkohlenstoff unter Abscheidung von Kohlenstoff direct von den Zinkdämpfen zerlegt.

Zu Lautenthaler Hütte stellt sich das sublimirte Schwefelzink gewöhnlich als braune, gelbe und grüne Zinkblende dar und bildet weniger krystallisirte, als derbe Massen von ausgezeichnet blättrigem Gefüge, mit lebhaftem demantähnlichen Metallglanz auf den Spaltungsflächen bei deutlich wahrzunehmender Porosität. Nicht selten geht das blättrige Gefüge ins strahlige über und es tritt eine dünnstängliche Absonderung ein. Da man neuerdings die Zinkblende zu Lautenthal bei der Aufbereitung möglichst abscheidet, so wird die Bildung solcher Ofenbrüche verringert.

Bei der Feuerbeständigkeit des Schwefeleisens lässt sich diese Erklärungsweise für den Gehalt von Schwefeleisen in Ofenbrüchen nicht anwenden, vielleicht aber durch die Beobachtung, dass, wenn man Schwefeldämpfe über schmelzendes oder nur schwach erweichtes Schwefeleisen streichen lässt, geringe Mengen von letzterem mit fortgenommen werden (Berg- und Hüttenm. Zeitg. 1855, p. 128). Hausmann fand im Ofenbruch von Lautenthaler Hütte eingesprengten Magnetkies, unter der Loupe deutlich zu erkennen. Der ochrige, rothbraune Anflug mancher Ofenbrüche dürfte durch Umwandlung des Magnetkieses durch Hitze allein oder gleichzeitig durch Wasserdämpfe in Eisenoxyd entstanden sein.

Die Ofenbrüche werden nach vorheriger Röstung ähnlich wie Bleiglanzschliege verarbeitet, gewöhnlich zu Anfang und zu Ende einer Schliegschmelzcampagne.

b) Zinkoxyd findet sich zuweilen in Gestalt von

1) Berg- und Hüttenm. Ztg. 1855, p. 128.

gelblich grünen Krystallen und als gelblich weisses Pulver zu Lautenthaler Hütte an den Ofenwänden (Hausm. Beitr. p. 54).

c) Arsenige Säure wird häufig in den Spalten des Gemäuers der Andreasberger Schliegöfen in mehr oder weniger vollständig ausgebildeten Octaëdern beobachtet. Vor einigen Jahren fanden sich beim Abbrechen eines Schliegofens daselbst 4 Fuss unter der Gicht nach abwärts bis 9 Fuss unter derselben etwa 9 Ctnr. arsenige Säure, theils derb, theils krystallisirt in Höhlungen der Futtermauer; von da ab begannen die Ofenbruchansätze. Etwa 7 Fuss über der Form fand sich Realgar. Es ist wahrscheinlich, dass man absichtlich zur Gewinnung von arseniger Säure passende Sammelräume im Gemäuer des Ofens gelassen hat. Bei Erneuerung des Kernschachtes eines Ofens hat man neuerdings in verschiedenen Höhen Drusenlöcher angebracht, aus denen man arsenige Säure in schönen grossen Krystallen gewinnt, welche man der Arsenikarbeit übergiebt.

Nur weiter nach unten hin im Ofenschacht kommt mit der arsenigen Säure Realgar vor.

d) Antimonkupfernickel fand Hausmann[1]) in nadelförmigen Krystallen in einer porösen, antimonhaltigen bleiischen Masse, welche sich in dem Stechherd eines Clausthaler Schliegofens ausgesondert hatte. Die Krystalle besitzen eine ausgezeichnete, licht kupferrothe, stark ins Violette stechende Farbe und stellen lange dünne Säulen vor, an deren zarter Nadelform die Verbindung der glatten und stark glänzenden Seitenflächen das regulär 6seitige Prisma nicht verkennen lässt. Schon früher hatte Sandberger denselben Körper in Höhlungen von krystallisirtem Bleistein auf den Hütten zu Ems und Holzappel gefunden und zwar mit fast den Eigenschaften des Clausthaler Vorkommens, nur waren die Krystalle tafelartig. Nach Müller enthielten dieselben 58,57 Antimon, 32,73 Kupfer und 8,97 Nickel, entsprechend der Formel Ni^3, Cu^6, Sb^3 (Erdm. Journ. f. pract. Chemie 1859, Nr. 1).

Rauch. 5) Rauch, Flugstaub. Beim Schliegschmelzen bil-

1) Nachrichten d. K. Gesellschaft d. Wissenschaften zu Göttingen, 1852, Nr. 12.

den sich verschiedene flüchtige Producte, welche aus der Gicht des Ofens austreten und über demselben angebrachte Flugstaubkammern passiren.

Die verflüchtigten Substanzen setzen sich in den Kammern theils als Pulver ab, theils entweichen sie in die Luft und üben auf die Vegetation der Umgegend sowohl, als auf den thierischen Organismus eine mehr oder weniger schädliche Wirkung aus. Diese beruht entweder darauf, dass die Pflanzen durch die Dämpfe binnen kurzer Zeit direct zerstört (schweflige Säure und dampfförmige wasserfreie Schwefelsäure), oder die in denselben enthaltenen Metalloxyde vom Boden aufgenommen werden, sich mit den Humusbestandtheilen der Ackererde, welche im löslichen Zustande theilweise als Säuren zur Ernährung der Pflanzen dienen, zu unlöslichen Verbindungen vereinigen, wodurch der Humus für die Ernährung der Pflanzen unwirksam wird. Der Boden, auf welchem einstmals Blei- und Silberhüttenwerke gestanden, lässt sich noch lange Zeit nach deren Einstellung an seiner Unfruchtbarkeit erkennen [1]). Die schädliche Einwirkung des vom Hüttenrauch getroffenen Futters auf den thierischen Organismus ist mit Sicherheit nachgewiesen, und nur zu deutlich spricht für die Nachtheiligkeit der Bleidämpfe, von welchen jedes Gift in seiner Langsamkeit und Dauer, aber Sicherheit der Wirkung übertroffen wird, die chronische Bleivergiftung der Hüttenarbeiter, die sogenannte Hüttenkatze (Tabes saturnina), dieser allgemeine Austrocknungs- und Verschrumpfungsprocess [2]). In der Luft vertheilte arsenikalische Dämpfe wirken, wenn nicht gleichzeitig schwefligsaure und Bleioxyddämpfe vorhanden sind, auf den thierischen und vege-

1) *Rettstadt* über die Einwirkung des Rauches der Silberhütten im Oberharze auf die Waldbäume und den Forstbetrieb in: der Allgem. Forst- und Jagdzeitung 1845, p. 132. — *Stöckhardt* über die Einwirkung des Rauches der Silberhütten auf die benachbarte Vegetation. Bergwerksfreund XIII, 609; Berg- u. Hüttenm. Zeitg. 1850, p. 344.

2) *Brockmann*, über die Bleikrankheiten der Hüttenarbeiter in: *Holscher's* Annalen II, 556. — *Brockmann*, die metallurgischen Krankheiten des Oberharzes, Osterode 1851.

tabilischen Organismus ungleich milder ein, als arsenige Säure in Substanz, als Pulver oder in Auflösung [1]).

Nach Breithaupt [2]) soll der Hüttenrauch gegen epidemische Krankheiten schützen.

Die aus den Schmelzöfen verflüchtigten Substanzen lassen sich eintheilen in:

a) Gase von unschädlicher Wirkung, als: Kohlensäure, Kohlenoxydgas, Stickstoff der verbrauchten Gebläseluft, Kohlenwasserstoff, Wassergas; oder von schädlicher Wirkung, wie schweflige Säure. Nach Turner tödtete eine $^1/_{10000}$ schweflige Säure enthaltende Luft innerhalb 48 Stunden alle Blätter einer Pflanze. Die schädliche Einwirkung dieses Gases tritt besonders bei schwerer und feuchter Luft hervor, oder wenn die Vegetabilien mit Thau belegt sind und dann von den Sonnenstrahlen getroffen werden. Wie Versuche auf den Freiberger Hütten [3]) gezeigt haben, lässt sich die schweflige Säure nur schwierig condensiren. Die wirksamsten Mittel zur Beseitigung derselben scheinen Schwefelsäurefabriken oder hohe Essen zu sein, welche dieselbe in so hohe Schichten der Atmosphäre verbreiten, dass sie bis zur Unschädlichkeit verdünnt sind, wenn sie die Erde berühren.

Zur leichten und schnellen Bestimmung des Gehalts einer Luft an schwefliger Säure wird dieselbe nach Reich [4]) mittelst eines Aspirators durch eine Kalilösung geleitet und in dieser die schweflige Säure durch Jod titrirt oder nach ihrer höheren Oxydation als Schwefelsäure bestimmt. In letzterem Falle muss dann vorher die als solche vorhandene Schwefelsäure besonders ermittelt werden.

Auf den Oberharzer Hütten gelangt die schweflige Säure,

---

1) Bergwerksfr. XIII, 619. — *Pogg.* Ann. XIV, 499, 506; XX, 488; *Erdm.* J. f. pract. Chem. XLV, 122.

2) *Erdm.* J. f. ökon. u. techn. Chem. XI, 401.

3) *Reich*, die bisherigen Versuche zur Beseitigung des schädlichen Einflusses des Hüttenrauches bei den fiskalischen Hüttenwerken zu Freiberg. Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1858, p. 165. — *Plattner's* Röstprocesse, Freiberg 1856, p. 323. — *Plattner's* Vorlesungen I, 282.

4) Berg- u. Hüttenm. Zeitg. 1858, p. 2.

welche sich in Schmelzöfen und Rösthaufen bildet, unmittelbar in die Atmosphäre, daher theilweise der sterile Boden in der Nachbarschaft der Hütten.

b) Dämpfe, und zwar einfacher Körper (Schwefel, Arsen, Blei, Antimon etc.), welche sich bei Luftzutritt in der Hitze oxydiren und zusammengesetzte dampfförmige Substanzen geben, und zwar: Metalloxyde (Bleioxyd, Antimonoxyd), Säuren (wasserfreie Schwefelsäure, arsenige und antimonige Säure), Salze, z. B. schwefelsaures, kohlensaures, antimonsaures, arsensaures Bleioxyd etc. Von diesen Substanzen wirken die aus der Luft Wasser absorbirenden und dabei weisse Nebel bildenden schwefelsauren Dämpfe ähnlich wie schweflige Säure und lassen sich auch schwierig condensiren; die metallischen Dämpfe üben in der oben angegebenen Weise einen zerstörenden Einfluss auf organische Körper aus. Die Condensation dieser Metalldämpfe gelingt je nach deren Grad der Zertheilung und ihrer Temperatur in Flugstaubkammern nur unvollständig, vollständiger in Regenkammern, unterirdischen Canälen von hinreichender Länge, in welchen durch eine hohe Esse oder einen Ventilator der etwa gestörte Luftzug wiederhergestellt wird.

Man hat auf den Oberharzer Hütten wohl versucht, die aus den Flugstaubkammern noch entweichenden Dämpfe durch passende Vorrichtungen zu condensiren, allein die bei der Zerstreutheit der Hüttengebäude erforderlich werdende umfangreiche Anlage von Condensationsvorrichtungen versprach einen erwünschten Erfolg nicht, zumal man auf anderen Werken auch kein grosses Glück damit gemacht hatte.

c) Flugstaub, pulverförmige Körper, Erz- und Kohlenstaub, kohlensaures, schwefelsaures, arsensaures, antimonsaures und kieselsaures Bleioxyd, gemengt mit andern Metalloxyden, welche durch Gebläse- oder Zugluft mit fortgerissen werden.

Zu ihrer Auffangung bedient man sich zweckmässig der Flugstaubkammern[1]) über den Oefen. Der Entstehung des

1) *Danilow* über den Flugstaub, dessen Auffangungsmethoden und die Angemessenheit der Flugstaubkammern. Bergwerksfr. XVI 417. (Nr. 27 von 1853).

Flugstaubs lässt sich am wirksamsten entgegentreten durch Verschmelzen der Erze in Knörperform statt in Schliegform, oder durch Einbinden der Schliege.

Auf den Oberharzer Hütten fehlt es nicht an angestellten Versuchen mit dem Knörperschmelzen, welche aber bei der Strengflüssigkeit des dem Bleiglanz vorwaltend beigemengten Quarzes kein günstiges Resultat ergeben haben. Es hat deshalb die Raucharbeit, welcher der aus den Flugstaubkammern gesammelte Rauch überwiesen wird, immer noch eine bedeutende Ausdehnung, obgleich sie gegen früher dadurch an Umfang verloren hat, dass man den Rauch — aber noch nicht die Schliege — beim Verschmelzen zum Theil mit Kalk einbindet.

Nach Rivot enthält der Rauch aus einem Clausthaler Schliegofen

an geschwefelten Bestandtheilen:
0,5 Antimon und Arsen,
34,8 Blei,
1,0 Eisen,
1,0 Zink,
7,8, Schwefel,
an oxydirten Bestandtheilen:
2,5 Antimon und Arsen,
18,0 Bleioxyd,
1,5 Zinkoxyd,
4,5 Eisenoxyd,
2,9 kieselsaures Bleioxyd,
7,7 Kohlensäure und Sauerstoff,
12,3 Kieselerde, schwefelsauren Baryt und Sand,
ferner 2,5 Kohle.

Der Rauch wird entweder mit Kalk eingebunden (Clausthaler und Lautenthaler Hütte) oder uneingebunden (Altenauer und Andreasberger Hütte) gemeinschaftlich mit Krätzschlieg von dem aufbereiteten Geschur und Gekrätz, ähnlich wie Bleiglanzschlieg, auf Werkblei und Stein verschmolzen. Nur zu Lautenthaler Hütte werden beide, gewerkschaftlicher Verhältnisse wegen, separirt verschmolzen. Das Werkblei gleicht hinsichtlich seiner Reinheit dem Schliegwerkblei; der Rauchstein geht entweder nach vorheriger Röstung ins Rauch-

schmelzen zurück (Clausth. und Alten. Hütte) oder kommt zum 1. Bleisteindurchstechen (Lautenth. Hütte) oder wird gemeinschaftlich mit dem Stein vom 4. Durchstechen (Andreasberger Hütte) verblasen.

Geschur u. Gekrätz.

6) Geschur und Gekrätz, metallhaltige, mehr oder weniger geschmolzene Massen, welche während des Schmelzganges oder beim Ausblasen aus dem Ofen ausgeräumt werden, Metalle, Oxyde, Schwefelungen etc. enthaltend. Dieselben werden durch mechanische Aufbereitung in den auf den Hütten befindlichen Krätzpochwerken (p. 145) von fremden Beimengungen möglichst gereinigt und meist mit dem Flugstaub zusammen verschmolzen.

Schliegschlacken.

7) Schliegschlacken, im unreinen und reinen Zustande. Erstere haben keine vollkommene Schmelzung erlitten, sind mechanisch mit Stein und Werkblei verunreinigt, resultiren gewöhnlich direct aus dem Vorherde, werden separirt gehalten und wieder beim Schmelzen mit zugeschlagen. Die reinen Schliegschlacken von der Schlackentrifft haben eine saigere Beschaffenheit, fliessen zähe, erstarren langsam, zerspringen dabei nicht und sind nach dem Erstarren glasartig. Die Schlacken haben im Allgemeinen den Charakter von Bisilicaten (p. 388), lassen sich aber nach Plattner[1]) als Gemenge von Singulo-, Bi- und Trisilicaten betrachten von der Formel:

$$m\,[(CaO, MgO, PbO)\,SiO^3] + n\,(3\,FeO, 2\,SiO^3) + Al^2O^3, SiO^3.$$

Die bei einem Versuchsschmelzen der Schliege in einer Art Eisenhohofen (Rastofen) erzeugten Schlacken waren noch höher silicirt, in Folge dessen strengflüssiger und glasartiger, nach Plattner Gemenge von Tri- und Bisilicaten.

Die Schliegschlacken von Lautenthaler und Andreasberger Hütte sind aus bereits angegebenen Gründen (p. 367) basischer, als die von Clausthaler und Altenauer Hütte.

Die Zusammensetzung der Schlacken ergiebt sich aus der folgenden Tabelle:

---

1) Plattners Löthrohrprobirkunst. 1853, p. 201. — Desselben Vorlesungen über allgemeine Hüttenkunde, herausgegeben von Th. Richter. 1589. p. 37.

	Kieselerde.	Thonerde.	Kalkerde.	Magnesia.	Eisenoxydul.	Manganoxydul.	Bleioxyd.	Natron.	Kali.	Arsenige Säure.	Antimonoxyd.	Schwefeleisen.	Schwefelzink.	Schwefel.
1)	53,14	2,20	5,67	0,33	33,01	—	4,31	—	—	—	—	—	—	—
2)	58,10	3,70	11,03	1,15	21,27	0,80	2,06	Baryterde. 1,09	—	—	—	—	—	—
3)	59,86	2,51	10,22	0,62	21,22	0,65	1,68	Baryterde. 0,94	—	—	—	—	—	—
4)	57,98	2,59	10,38	0,18	25,94	—	2,46	—	—	—	—	—	—	—
5)	54,48	6,60	16,16	1,71	19,42	—	1,62	—	—	—	—	—	—	—
6)	48,80	4,62	3,26	1,24	36,00	—	5,30	—	—	—	—	—	—	—
7)	53,90	4,40	5,60	1,30	32,00		4,20	—	—	—	—	—	—	—
8)	43,13	4,76	5,77	0,78	37,72	0,30	6,32	—	—	—	—	—	—	—
9)	45,00	4,62	6,31	0,75	35,83	—	7,80	—	—	—	0,50	—	—	—
10)	47,57	3,21	5,26	0,58	32,28	1,35	3,98	—	—	—	0,22	1,71	1,50	—
11)	53,82	3,82	5,37	1,09	25,90	2,74	4,79	—	—	—	—	3,16	—	—
12)	41,90	4,09	11,64	1,36	34,82	Zinkoxyd. 2,40	2,40	—	0,60	—	—	—	—	—
13)	41,00	2,55	6,82	0,62	33,73	1,26	7,25	—	—	—	—	1,58	3,60	—
14)	41,52	10,37	5,22	0,16	35,28	—	6,59	—	0,49	—	—	—	—	2,13
15)	34,82	9,77	11,72	1,21	24,61	Kupferoxyd. 0,33	12,31	0,54	2,34	0,26	0,21	—	—	—
16)	30,04	7,96	15,93	0,97	22,66	Kupferoxyd. 0,34	14,13	0,86	3,80	0,30	0,27	—	—	—
17)	37,68	10,23	18,72	0,65	21,33	Zinkoxyd. 2,11	5,19	—	2,73	—	—	—	—	—
18)	47,81	7,35	12,25	1,81	23,62	Zinkoxyd. 2,13	6,85	—	—	—	—	—	—	—
19)	42,93	6,29	10,98	0,23	24,11	Zinkoxyd. 1,54	7,27	—	5,79	—	—	—	—	—

Nr. 1—5. Rastofenschlacken von Clausthaler Hütte nach Bodemann. 1) 16[*FeO, CaO, MgO, PbO*), *SiO*^{3}] + 4 (3 *FeO*, 2 *SiO*^{3}) + Al^2O^3, 2 SiO^3, Sauerstoffverhältniss 27,61 : 10,57. — 2) Von gutem Ofengange mit 1¼ Pfd. Blei und $^1/_{32}$ Lth. Silber nach der Hüttenprobe = 15[*FeO, CaO, MgO, BaO, PbO, MnO*), *SiO*^{3}] + Al^2O^3, 2 SiO^3. Sauerstoffverhältniss 30,18 : 10,55. — 3) Von schlechtem Ofengange = 23[(*FeO, CaO, MgO, BaO, PbO, MnO*), *SiO*^{3}] + Al^2O^3, 2 SiO^3. Sauerstoffverhältniss 31,09 : 9,48. — 4) 22[(*FeO, CaO, MgO, PbO*), *SiO*^{3}] + Al^2O^3, 2 SiO^3. Sauerstoffverhältniss 30,12 : 10,18. — 5) Es fehlen 2 Atome SiO^3, um 9[*FeO, CaO, MgO, PbO*), *SiO*^{3}] + Al^2O^3, SiO^3, zu bilden. Sauerstoffverhältniss 28,30 : 12,79.

Nr. 6—10. Schliegschlacken von Clausthaler Hütte. 6) Von gutem Ofengange, nach Bodemann (Bgwkfr. III, 370); Formel 2[(*CaO, MgO, PbO*) *SiO*^{3}] + 4 (3 *FeO*, 2 *SiO*^{3}) + Al^2O^3, SiO^3. Sauerstoffverhältniss 25,35 : 12,13. — 7) Desgl. = 4[(*CaO, MgO, PbO*), *SiO*^{3}] + 4 (3 *FeO*, 2 *SiO*^{3}) + Al^2O^3, SiO^3. (Nr. 6 und 7 sind von demselben Handstück, welches eine obere grüne (7) und eine untere schwärzliche Streifung (6) zeigte.) Sauerstoffverhältniss 28,00 : 11,71. 8) Von sehr gutem Ofengange, schwarz mit einem unbedeutenden Stich ins Grünliche; Bruch zwischen glasig und eben bis splittrig, in der Mitte der Schlacke ein Streifen von krystallinischer Anlage, nach Bodemann = 3[(*CaO, MgO, PbO*), *SiO*^{3}] + 4 (3 *FeO*, 2 *SiO*^{3}) + Al^2O^3, SiO^3. Sauerstoffverhältniss 22,41 : 13,19. — 9) Nach Rammelsberg (Met. p. 179). fast wie 8; Sauerstoffverhältniss 23,48 : 12,55. 10) Nach Ulrich. Sauerstoffverhältniss 24,7 : 11,0.

Nr. 11—12. Schliegschlacken von Altenauer Hütte; Nr. 11 nach Ulrich, Sauerstoffverhältniss 27,94 : 10,45. Nr. 12 nach Streng, Sauerstoffverhältniss 22 : 14.

Nr. 13—14. Schliegschlacken von Lautenthaler Hütte. Nr. 13 nach Ulrich, Sauerstoffverhältniss 21,29 : 11,66. Nr. 14 nach Streng, Sauerstoffverhältniss 21,6 6 : 14,8.

Nr. 15—19. Schliegschlacken von Andreasberger Hütte. Nr. 15 und 16 nach Kast, erstere ist reines Singulosilicat, und bei gewöhnlichem Ofengang gefallen, in

letzterer ist das Sauerstoffverhältniss 15,76 : 18,23, also unter Singulosilicat, und sie ist bei rascherem Ofengang gefallen. Nr. 17 nach Streng, specif. Gewicht 3,36. Sauerstoffverhältniss 20 : 16. Nr. 18 nach Streng, specif. Gew. 3,19. Sauerstoffverhältniss 25 : 15. Nr. 19 nach Streng, bei Versuchen gefallen, die Andreasberger Beschickung durch Zuschlag von kieseligen Erzen vom Bergmannstrost zu Clausthal saurer zu machen. Die Beschickung bestand aus: 13 Karren Schlacken vom 1. Steindurchstechen, 13 Karren desgl. vom 4. Steindurchstechen, 12 Centner Abstrich, 4 Ctnr. Granulireisen und 1 Rost Schlieg, enthaltend Schliege von den Gruben Samson, Abendröthe und Bergmannstrost, sowie von der Knappschaft. Sauerstoffverhältniss in der Schlacke 22 : 13.

Die Oberharzer Schliegschlacken kommen selten krystallisirt und krystallinisch vor und werden von Säuren nicht vollständig zersetzt. Das bei der Analyse solcher Schlacken im chemischen Laboratorium zu Clausthal übliche Verfahren ist von Bruns in der Berg- und Hüttenmännischen Zeitung 1856, p. 264 beschrieben worden.

Ulrich[1]) hat versucht, einen Zusammenhang des specifischen Gewichtes der Schlacken mit ihrer chemischen Zusammensetzung nachzuweisen.

Die Schliegschlacken werden verwandt: als Zuschlag beim Oberharzer Schlieg-, Stein- und Rauchschmelzen (p. 262), als Bausteine für Oefen und äussere Mauerung (p. 273), als Zuschlag beim Verschmelzen der basenreichen gerösteten Bleierze auf den Unterharzer Hütten zur Auflösung der Basen.

§. 41. Bezahlung der Arbeiter beim Schliegschmelzen.

Accordlöhne.

Ausser zur St. Andreasberger Hütte, wo das Schmelzen bei der ungleichmässigen Zusammensetzung der Beschickung und der erforderlichen langsamen, vorsichtigen Arbeit, im

---

1) Freiberger Berg- und Hüttenm. Ztg. 1859, p. 45.

Tagelohne geht, wird auf den übrigen Hütten das Lohn der Schmelzer und Vorläufer nach der Centnerzahl des ausgebrachten Werkbleies und Steines normirt und zwar erhielt früher jeder Arbeiter dasjenige Quantum davon bezahlt, welches er in 24 Stunden selbst ausgebracht hatte (p. 4). Damit der Arbeiter auf Kosten des Schmelzganges und des Brennmaterialverbrauches in einer Schicht nicht zu viel Werkblei und Stein ausbringen konnte, wurde das Maximum der wegzuarbeitenden Beschickungsmenge festgesetzt.

Dieses Verfahren, welches gegen die Tagelohnsarbeit entschiedene Vortheile bietet, hat aber auch einige Schattenseiten. Gewissenlose Arbeiter suchen zu Anfang der Schicht durch rasches Schmelzen möglichst viel wegzuarbeiten, aus Furcht, durch später etwa eintretende Umstände an dem Wegarbeiten des ihnen zugehörigen Beschickungsquantums behindert zu werden; in Folge dessen muss dann gegen Ende der Schicht langsamer gearbeitet werden, wodurch ein unregelmässiger Schmelzgang entsteht. Da der Erfolg aus der Beschickungsmenge, welche in den letzten 3—4 Stunden der Schicht aufgegeben wird, ihrem Nachfolger zu Gute kommt, so haben sie kein Interesse an dem Gange des Schmelzens mehr, unter Zurücklassung der kleinen und schlechten Kohlen werden bei nicht mehr ausreichender Beschickung möglichst grobe Kohlen genommen, in Folge dessen steigert sich die Temperatur vor der Form, die Nase schmilzt weg und es entstehen Störungen im Ofengange, die zu beseitigen, dem Nachfolger grosse Schwierigkeiten macht.

Da ferner nach dem Abstechen des Bleisteines und der Werke fast eine Stunde verstreicht, ehe dieselben aus dem Stechherd entfernt werden können, so wird schon eine Stunde vor beendigter Schicht aufgestochen und das Gebläse bis zum Ablösen des Arbeiters abgestellt, wodurch eine schädliche Unterbrechung des Ofenganges entsteht. Nicht selten wird beim Aufstechen der Stich aufgewühlt, um möglichst tief alles Geschmolzene aus dem Herd zu holen. Dadurch wird eine öftere Erneuerung des Stiches und Herdes erforderlich.

Da diesen Uebelständen selbst bei der sorgfältigsten Aufsicht nicht genügend entgegengewirkt werden konnte,

so hat es sich zur Beseitigung derselben zuerst auf Altenauer Hütte, dann auch auf Clausthaler Hütte als zweckmässig erwiesen, die Gedingarbeit dahin zu modificiren, dass die von allen Schmelzöfen in einem Monate producirten Quantitäten Werkblei und Bleistein auf die Anzahl der von jedem Arbeiter gemachten 24stündigen Schichten vertheilt und auf diese Zahlen die Löhne berechnet werden.

Dieses Verfahren scheint das gegen sich zu haben, dass gute und schlechte Arbeiter gleich viel Lohn verdienen. Letztere werden aber jetzt von ersteren besser controllirt und auf Fehler aufmerksam gemacht, während früher schlechte Schmelzer durch gewissenlose Arbeit auf Kosten ihrer Nachfolger und des Ofenganges ihr Lohn zu vergrössern suchten. Man muntert die besseren Arbeiter noch dadurch auf, dass man ihnen Nebenverdienst, z. B. beim Glättefrischen, gestattet.

B. Bleisteinarbeiten.

§. 42. Zweck und Theorie.

Zweck. Die Bleisteinarbeit bezweckt die möglichst vollständige Abscheidung des Silbers und Bleies aus dem Bleistein bei gleichzeitiger Concentration seines Kupfergehaltes.

Dieses erreicht man durch eine combinirte Röst-, Reductions- und Niederschlagsarbeit.

Theorie. Beim Rösten sollen die im Stein enthaltenen Schwefelungen durch den Sauerstoff der Luft zerlegt, ein Theil der Bestandtheile, z. B. Schwefel, Antimon, Arsen etc. verflüchtigt, ein anderer aber in Oxyde verwandelt werden. Unterwirft man letztere (Bleioxyd, Kupferoxyd, Eisenoxyd, Zinkoxyd etc.) einem reducirenden und solvirenden Schmelzen bei passender, nicht zu hoher Temperatur, so reducirt sich zunächst das Bleioxyd, während die anderen schwerer reducirbaren Oxyde durch die solvirenden Zuschläge, gewöhnlich saure Schlacken, aufgelöst und verschlackt werden. Die Trennung der Oxyde auf diese Weise gelingt nicht scharf, da man die hervorzubringende Temperatur nicht völlig in der Gewalt hat, es reducirt sich immer ein Theil der fremden

Oxyde und ihre Radikale gehen ins Blei, während mehr oder weniger Bleioxyd verschlackt wird. Das Silber folgt hierbei dem Blei, so dass letzeres als Werkblei resultirt.

Da, wie später noch weiter erörtert werden wird, beim Rösten von Schwefelungen neben Oxyden stets schwefelsaure Salze entstehen, auch ein Theil der Schwefelungen beim Rösten grösserer Haufwerke unzersetzt bleibt, so entsteht beim reducirenden und solvirenden Schmelzen neben Werkblei und Schlacke durch Reduction der schwefelsauren Salze zu Schwefelungen und Verbindung derselben mit den beim Rösten unzersetzt gebliebenen Schwefelungen Bleistein, in welchem sich bei der grossen Verwandschaft zum Schwefel das Kupfer concentrirt. Je nachdem man schwächer oder stärker geröstet hat, entsteht mehr oder weniger Stein mit grösserem oder geringerem Blei- und Silbergehalt. Um diesen möglichst gering zu machen, schlägt man beim reducirenden Schmelzen Eisen zu, durch welches ein Theil des noch vorhandenen oder durch Reduction von schwefelsaurem Bleioxyd entstandenen Schwefelbleies zerlegt wird. Aehnlich wie die Bleiverbindungen werden die betreffenden Silberverbindungen zerlegt. Nur durch mehrmals wiederholtes Rösten und Durchstechen des neuentstandenen Steines (1 bis 4tes Steindurchstechen) ist es möglich, den Blei- und Silbergehalt desselben soweit auszuziehen und den Kupfergehalt soweit zu concentriren, dass der Stein als Kupferstein an die Krätzkupferarbeit abgegeben werden kann.

Enthält der Bleistein Antimon- und Arsenmetalle, z. B. der Andreasberger, so bilden sich beim Rösten antimon- und arsensaure Salze, welche beim reducirenden Schmelzen zur Speisebildung Veranlassung geben.

Ein Zinkgehalt befördert die Ofenbruchbildung, desgleichen die Flüchtigkeit des Schwefelbleies.

Wie bereits angeführt (p. 362), sind die umfangreichen Steinarbeiten eine Schattenseite der sonst so rationellen Niederschlagsarbeit. Man könnte dieselben zwar durch stärkeres Rösten der Steine abkürzen, allein es würde alsdann ein grosser Theil des Kupfers, nicht mehr von Schwefel ge-

schützt, im dargestellten Blei und in den Schlacken verloren gehen.

1. Rösten des Bleisteines.

Verfahren. Der in faustgrosse Stücke zerschlagene Schliegstein wird im Rösthause (p. 286) in Quantitäten von 1500—3000 Ctnr. in Gestalt eines abgestumpft pyramidalen Haufens auf eine Unterlage von Fichtenrösteholz gebracht und das Holz angezündet. Unter das Holz bringt man eine 2—3 Zoll hohe Lage von Steinklein oder Schliegschlackensand. Durch die Verwandtschaft des Schwefels zum Sauerstoff kommt die der Wärmequelle am nächsten liegende Steinschicht in Gluth, durch den verbrennenden Schwefel wird die Temperatur unterhalten und nach oben und den Seiten hin fortgepflanzt. Die Röstung beginnt bei Luftzutritt schon in den oberen Schichten, ehe sie in den unteren vollendet ist. Nach 2—4 Wochen nimmt in Folge des geringer werdenden Schwefelgehaltes und einer Abkühlung von aussen die Temperatur in den oberen Theilen ab und der Process hört von selbst auf. Sodann wird der Rost gewandt, d. h. man bringt die beim Wegräumen des Haufens zerschlagenen Stücke, welche sich als noch roh erweisen, auf eine neue Holzunterlage (ins zweite Feuer) und hält die gut gerösteten Stücke aus, oder bringt auch wohl Alles wieder aufs Holz.

Zur Altenauer Hütte wird der Haufen nach der ersten Röstung meist nur beräumt und das Abgeräumte ins 2te Feuer gebracht, während man den zurückbleibenden festen Kern ohne weitere Röstung verschmilzt.

Das zweite Feuer dauert 1—2 Wochen, dann folgen nach jedesmaligem Wenden noch 6 bis 8 andere Feuer von immer mehr abnehmender Dauer, — wobei man, da die Haufen immer kleiner werden, mehrere auf e i n e Holzunterlage bringt, — bis endlich aller Stein gut geröstet ist. Gut geröstete Stücke haben eine bräunliche oder bläulichgraue Farbe, erdiges Ansehen und eine poröse drusige Oberfläche mit aufsitzenden Vitriolen und knospenartigen Auswüchsen. Das Verrösten der von den verschiedenen Steindurchstechen erfolgenden Steine geschieht ebenso, wie das des Schliegsteins, nur macht man schwächere Haufen von 1000

bis 2000 Ctnr. Gewicht und bedarf dazu wegen des immer mehr abnehmenden Schwefelgehaltes auch weniger Zeit. Wird die Röstung bei den späteren Feuern zu weit getrieben, so entstehen beim Schmelzen bedeutende Metallverluste und das Kupfer, welches zur Steinbildung nicht mehr die erforderliche Schwefelmenge vorfindet, geht ins Werkblei über.

Die Röstungen werden in bedachten Räumen vorgenommen, weil nicht so viel Schwefel im Stein vorhanden ist, dass die Rösthaufen bei einem Rösten in freien Haufen den Einfluss der Atmosphärilien ertragen könnten, ohne zu verlöschen.

Da das Rösten keine vollständige Entschwefelung bezweckt, so wird demselben der Bleistein in Form von Bruchstücken unterworfen. Man spart dabei im Vergleich zum Rösten gepulverter Erze etc. in Flammöfen, wobei man eine vollständigere Röstung erreicht, meist an Brennmaterial und Arbeitslöhnen, und die gerösteten Steinbruchstücke lassen sich im Schachtofen besser verschmelzen, als Stein im pulverförmigen Zustande.

Von wesentlichem Einflusse auf den Erfolg des Röstens ist:

a) Zu starker oder zu schwacher Luftzug, indem in ersterem Falle bei schwefelreichen Producten Sinterungen und Schmelzungen, bei schwefelarmen eine Abkühlung und theilweise Unterbrechung der Röstung, sowie Metallverluste durch Verflüchtigung eintreten. Bei zu schwachem Luftzutritt findet eine zu langsame und zu schwache Röstung statt.

b) Die Grösse der Rösthaufen und die Menge des Rösteholzes; hinsichtlich des Brennmaterialverbrauchs pflegen grössere Rösten von günstigem Einfluss zu sein.

c Die Grösse der Stücke; je grösser dieselben, desto lebhafter wird der Luftzug und bis zu einem gewissen Grade die Temperatur; bei zu grossen Stücken kann die nach innen fortschreitende Temperatur nach aussen so sehr abnehmen, dass der zu starke Luftzug die Stücke bis zum Verlöschen abkühlt.

d) Die Beschaffenheit des Röstgutes, ob die darin enthaltenen Metalle auf einer höheren oder niedrigeren Schwefelungsstufe stehen und sich schwerer oder leichter oxydiren, ob sie mehr oder weniger dicht sind und beim Rösten mehr

oder weniger porös werden, ob die gebildeten schwefelsauren Salze sich leichter oder schwerer zersetzen, ob leichtschmelzbare Bestandtheile (z. B. Schwefelantimon und Schwefelarsen) vorhanden sind u. dergl. m. So schmelzen die Antimon und Arsen enthaltenden Bleisteine von Andreasberger Hütte leicht beim Rösten zusammen und haben weniger Neigung zum Fortrösten, als die Steine von den anderen Hütten; Schwefelkies verwandelt sich leichter in Oxyd, als Kupferglanz, Zinkblende und Bleiglanz etc. Es hängt von diesem Verhalten ab, wie viel Röstfeuer man den betreffenden Substanzen geben muss, um den erforderlichen Grad der Röstung zu erreichen. Hierbei können nur praktische Erfahrungen zum Anhalten dienen.

Selbst bei der sorgfältigsten Leitung des Haufenröstens ist man nicht im Stande, Sinterungen im Röstgute zu vermeiden, welche das Rösten beeinträchtigen und Veranlassung zur Bildung röhren- oder schachtförmiger Höhlungen geben. Diese veranlassen durch Verstärkung des Luftzuges bedeutende Metallverflüchtigung. Solche Höhlungen müssen deshalb, sobald man sie bemerkt, ausgefüllt werden.

Der bleireichere Stein von der kiesigen Bleiarbeit wird separirt vom gewöhnlichen Bleistein geröstet. Des bessern Ausbringens wegen wird dann das Röstgut von beiden in einem gewissen Verhältniss gemeinschaftlich verschmolzen.

Lohnberechnung.

Für das Wenden des Steines existirt (für 100 Ctr. 9 Ngr.) ein Accordlohn. Beim 1., 2. und 3. Feuer werden die Löhne, da von dem zweiten und dritten Feuer nicht viel ausgehalten wird, jedesmal nach der ursprünglich angewandten Centnerzahl berechnet. Hatte man beim ersten Rösten z. B. 1000 Ctr. Stein angelegt, so kommen jetzt 3000 Ctr. zu wenden in Berechnung; dann taxirt man, wie viel das ins 4. Feuer zu bringende Röstgutquantum beträgt und macht danach von der ursprünglichen Centnerzahl einen entsprechenden Abzug. Ebenso verfährt man bei den folgenden Röstfeuern.

Von den angelegten 1000 Ctr. kommen auf diese Weise vielleicht 4000 Ctr. zur Berechnung.

Das Schmelzen des gerösteten Steins geschieht im Gedinge und werden die Schmelzer nach den ausgebrachten Werkblei- und Steinmengen bezahlt.

Theorie des Röstens.

Röstet man Metallschwefelungen im gepulverten Zustande für sich, so geben dieselben entweder Metalle (Schwefelungen des Goldes, Silbers, Quecksilbers), oder Oxyde (Schwefeleisen) oder Gemenge von Oxyden und schwefelsauren Salzen. Die Menge von letzteren hängt von deren Zersetzbarkeit in höherer Temperatur ab. Nach dem Grade derselben lässt sich folgende Reihenfolge machen: schwefelsaures Kupferoxyd, schwefelsaures Zinkoxyd und schwefelsaures Bleioxyd, welches letzere seine Schwefelsäure beim Erhitzen gar nicht abgiebt, sondern schmilzt. Schwefelsaures Silberoxyd verwandelt sich dabei in Metall.

Die Bildung der Schwefelsäure beim Rösten kann nach Plattner dadurch entstehen, dass die anfangs erzeugte schwefelige Säure bei Luftzutritt und Anwesenheit von starken Basen, Metalloxyden, durch Contactwirkung in Schwefelsäure übergeht und mit den Oxyden schwefelsaure Salze bildet, oder die schweflige Säure den bereits erzeugten Metalloxyden Sauerstoff entzieht. Seltener und nur bei Mangel an Luftzutritt und Abwesenheit von Oxyden, welche Sauerstoff abgeben können, möchte Schwefelsäure durch Zerlegung von schwefliger Säure in diese und in Schwefeldampf entstehen.

Wie bereits oben angeführt, werden die beim Rösten gebildeten schwefelsauren Salze mehr oder weniger zerlegt, die Schwefelsäure entweicht zum Theil dampfförmig, indem sie an der Luft durch Wasseranziehung Nebel erzeugt, zum Theil wirkt sie neben dem Sauerstoff der Luft als kräftiges Oxydationsmittel auf Oxydule und Schwefelungen, theils kann sie mit Oxyden wieder schwefelsaure Salze erzeugen, wenn dieselben in der herrschenden Temperatur bestehen können, z. B. schwefelsaures Bleioxyd.

Complicirter, als beim Rösten der einzelnen Schwefelungen für sich, sind die chemischen Vorgänge, wenn mehrere solcher Schwefelungen, wie sie sich z. B. in den Bleisteinen befinden, einer gemeinschaftlichen Röstung unterworfen werden. Mit diesen Vorgängen sind wir hauptsächlich erst durch Plattner's Untersuchungen bekannt geworden [1]).

---

1) *C. F. Plattner*, die metallurgischen Röstprocesse. Freiberg 1856.

Die chemischen Vorgänge beim Rösten eines Bleisteines in Stücken, welcher Schwefelblei, Schwefeleisen, Schwefelkupfer, Schwefelzink, Schwefelsilber, Schwefelarsen und Schwefelantimon enthält, sind im Wesentlichen folgende:

Die Oxydation beginnt bei jedem Bruchstücke auf der Oberfläche und schreitet je nach der Oxydationsfähigkeit, der Dichtigkeit, dem Grade der Schwefelungsstufe etc. mehr oder weniger rasch nach dem Innern zu fort, wobei ein Rissigwerden und Zerspringen der Stücke die Oxydation beschleunigt. Diese beginnt mit dem am leichtesten oxydirbaren Schwefeleisen. Dasselbe verwandelt sich an der Oberfläche eines jeden Stückes in schweflige Säure und Eisenoxydul. Ein Theil der ersteren entweicht unverändert, ein anderer verwandelt sich durch Contact in Schwefelsäure und verbindet sich bei passender Temperatur, mit einem Theil Eisenoxydul zu schwefelsaurem Eisenoxydul, während das übrige Eisenoxydul durch den Sauerstoff der Luft in Oxyduloxyd verwandelt wird. Das schwefelsaure Eisenoxydul verwandelt sich bei steigender Temperatur unter Entwicklung von schwefliger Säure allmählig in schwefelsaures Eisenoxyd, welches unter Entlassung seiner Schwefelsäure in freies Eisenoxyd übergeht. Letzteres überzieht die Bruchstücke, gestattet aber bei seiner Porosität der Luft Zutritt ins Innere derselben. Der Ueberzug von Eisenoxyd verhindert die zu schnelle Entweichung der aus dem schwefelsauren Eisenoxyd abgeschiedenen dampfförmigen Schwefelsäure, welche gemeinschaftlich mit der Schwefelsäure, die sich durch Contact aus schwefliger Säure in Berührung mit den Eisenoxydtheilen bildet, kräftig oxydirend auf darüber befindliche Stücke wirkt. Auf diese Weise wird allmählig das Schwefeleisen durch Wiederholung dieses Vorganges in Eisenoxyd übergeführt. Ist der Luftzutritt zu dem Innern der Stücke beschränkt, so wirkt die schweflige Säure wohl reducirend auf das Eisenoxyd und es bildet sich leicht sinterndes Eisenoxyduloxyd.

Bei Anwesenheit höherer Schwefelungen oder durch Umsetzen von schwefliger Säure in Schwefelsäure und Schwefel können Schwefeldämpfe an die Oberfläche gelangen und sich hier condensiren.

Während die Zersetzung des Schwefeleisens in den einzelnen Stücken von aussen nach innen in der angegebenen Weise fortschreitet, beginnt auch bei einer angemessenen Temperatur die Oxydation des schwerer oxydirbaren Schwefelbleies. Es erzeugt sich anfangs nur schweflige Säure und Bleioxyd, dann, indem sich erstere durch Contactwirkung in Schwefelsäure umwandelt, viel schwefelsaures Bleioxyd. Dieses lässt sich nicht, wie andere schwefelsaure Metalloxyde, durch erhöhte Temperatur in Bleioxyd und Schwefelsäure zerlegen, sondern sintert oder schmilzt nur zusammen. Gleichzeitig mit dieser Oxydation des Schwefelbleies findet eine Verdampfung desselben statt. Die Schwefelbleidämpfe condensiren sich zuweilen oben im Roste, wenn es an Luftzutritt fehlt und die Temperatur noch niedrig ist, und es bilden sich Bleiglanzwürfel mit treppenartig vertieften Begrenzungsflächen und schönen Anlauffarben, wie die Ofenbruchkrystalle (p. 401), meist aber verwandeln sich die Schwefelbleidämpfe, indem sie durch Zwischenräume des Haufens hindurchdringen und mit Luft zusammen kommen, in schwefelsaures Bleioxyd. Dieses findet sich theils als lockeres, krystallinisches, glanzloses Pulver, theils in traubigen, matten Parthien, theils in durchscheinenden glänzenden Nadeln und Blättchen. Beim Wenden des Rostes verstäuben dieselben leicht und führen Bleiverlust herbei.

Nicht selten werden die hauptsächlich im oberen Drittel des Rostes vorhandenen Bleiglanzkrystalle bei später steigender Temperatur theils durch den Sauerstoff der Luft, theils durch dampfförmig entweichende Schwefelsäure mehr oder weniger in schwefelsaures Bleioxyd (80%) und wenig Bleioxyd (20%) verwandelt. Der auf diese Weise entstandene Bleivitriol behält seine weisse Farbe später bei, während das durch Oxydation von Schwefelbleidämpfen entstandene Salz anfangs ebenfalls weiss erscheint, an feuchter Luft aber häufig eine grünliche Farbe von geringer Eisen- oder Kupferbeimengung annimmt.

Die einzelnen Bleisteinstücke sind auf ihrer Oberfläche reicher an Blei, als in der Mitte, was von der Flüchtigkeit des Schwefelbleies herrührt. Von demselben werden auch andere nicht flüchtige Schwefelmetalle in geringer Menge

mit fortgerissen, woraus sich der grössere Silbergehalt an der Oberfläche der Stücke, als in der Mitte, erklärt. Geht das Schwefelblei dampfförmig in die Atmosphäre, so kann beim Rösten ein mehr oder weniger grosser Blei- und Silberverlust herbeigeführt werden. Zur möglichsten Verminderung desselben empfiehlt es sich, den Bleisteinrösthaufen nicht zu niedrig oder zu flach zu machen und denselben an den Seiten mit Kläre zu bedecken. Bei zu hohem Roste wird der Luftzug zu lebhaft. Man wird auch überall nicht gern zu blei- und silberreiche Steine rösten, sondern denselben vorher erst durch Umschmelzen (Verändern mit passenden Zuschlägen) möglichst viel Blei und Silber entziehen.

Die Schwefelbleidämpfe, wenn sie mit dem aus Schwefeleisen gebildeten Eisenoxyd in hinreichender Temperatur zusammentreffen, reduciren dasselbe zu Eisenoxyduloxyd unter Bildung von Bleioxyd und schwefliger Säure. Das Eisenoxyduloxyd veranlasst in Verbindung mit dem gleichzeitig erzeugten Bleioxyd und schwefelsauren Bleioxyd, sowie auch mit andern Metalloxyden Sinterungen. Zuweilen bemerkt man kleine glänzende Octaëder von Magneteisen auf geröstetem Bleistein und in dessen Höhlungen, z. B. nach Ulrich (Nachrichten der Königl. Gesellsch. d. Wissenschaften zu Göttingen 1852, Nr. 12) in Bleistein von Okerhütte.

Schwefelsilber giebt anfangs metallisches Silber und schweflige Säure, wird aber später durch die entwickelten schwefelsauren Dämpfe in schwefelsaures Silberoxyd übergeführt. Von der Verflüchtigung des Silbers durch Schwefelbleidämpfe war oben die Rede.

Schwefelkupfer verwandelt sich zunächst in schweflige Säure und Kupferoxydul, dann durch Contactwirkung in schwefelsaures Kupferoxyd, welches bei hoher Temperatur seine Schwefelsäure abgiebt. Durch letztere wird noch vorhandenes Oxydul in Oxyd übergeführt. So lange sich noch schweflige Säure entwickelt, geht nicht alles Oxydul in Oxyd über. Bei einem nicht unbedeutenden Kupfergehalt kann sich durch Einwirkung des Kupferoxy-

duls auf Schwefelkupfer metallisches Kupfer ausscheiden. Das Hauptproduct der Röstung bleibt aber Kupferoxyd mit wenig schwefelsaurem Kupferoxyd.

Schwefelzink verwandelt sich in Zinkoxyd und schwefelsaures Zinkoxyd, welches letztere sich nur bei hoher Temperatur zerlegt.

Schwefelantimon verwandelt sich theils in flüchtige antimonige Säure, theils bildet sich eine Verbindung von antimoniger Säure mit Antimonsäure, sowie auch in der Hitze schwerzersetzbare antimonsaure Metalloxyde. Wegen seiner Leichtflüssigkeit wirkt Schwefelantimon auf den Röstprocess ungünstig ein.

Schwefelarsen geht beim Rösten in flüchtige arsenige und schweflige Säure über. Bei Anwesenheit von Metalloxyden können durch Contactwirkung schwefelsaure und arsensaure Metalloxyde entstehen, welche letztere in der Hitze theilweise schwer zu zersetzen sind. Durch überschüssig vorhandene dampfförmige Schwefelsäure werden manche arsensaure Salze zersetzt, die ausgeschiedene Arsensäure zerfällt dann mehr oder weniger in arsenige Säure und Sauerstoff. Bei beschränktem Luftzutritt verflüchtigt sich Schwefelarsen unzersetzt. Ein Arsengehalt macht die Bleisteine leichtflüssiger.

Durch einen Antimon- und Arsengehalt wird der Silberverlust auf mechanischem und chemischem Wege begünstigt. Wenn sich die Metalle lebhaft oxydiren und verflüchtigen, so reissen sie Silber mechanisch mit fort; es verflüchtigt sich dasselbe aber auch als Oxyd, wenn sich das Röstgut beim Rösten in eine lockere Masse verwandelt und dabei die Temperatur im Rösthaufen hoch und der Luftzutritt stark ist.

Die Producte vom Rösten sind demnach:

Röstproducte.

a) gerösteter Bleistein, welcher neben unzersetzten Schwefelungen freie Metalloxyde, schwefelsaure, antimonsaure und arsensaure Metalloxyde enthält. Gute Stücke haben ein glanzloses, poröses, bräunliches oder dunkelbraunes Ansehen; eine bläulichschwarze Farbe deutet auf vorhandenes Eisenoxyduloxyd.

b) Krystallisirter Bleiglanz in treppenförmigen Würfeln mit bunten Anlauffarben, zuweilen im obern Theil der Rösthaufen und auf die oben angegebene Weise entstanden. Ulrich[1]) erklärt die Bildung solcher Bleiglanzkrystalle beim Rösten von Unterharzer Bleistein durch eine Art Kernröstung.

c) Schwefelsaures Bleioxyd in Afterkrystallen nach Bleiglanz oder als Pulver, Nadeln, Blättchen oder traubige Masse und in der oben angegebenen Weise entstanden[2]).

d) Arsenige Säure findet sich beim Rösten der Bleisteine zur St. Andreasberger Hütte in octaëdrischen Krystallen oder auch in rindenförmigen und stalactitischen Massen. Zuweilen sind die Krystalle von beigemengtem Realgar und Rauschgelb roth oder gelb gefärbt. Das Vorkommen und die Eigenschaften der octaëdrischen Krystalle entsprechen denen der auf anderen Hüttenwerken, z. B. auf den Unterharzer Hütten[3]) gefundenen. Die rhombische Modification der arsenigen Säure, wie sie z. B. in Freiberg beim Rösten arsenikalischer Erze in Flammöfen sich erzeugt, sowie paramorphe Krystalle — von der äusseren Form der rhombischen Modification, während die Masse des Krystalls aus regulären Octaëdern besteht — sind zur Andreasberger Hütte bislang nicht gefunden. Ulrich[4]) hat Krystalle der letzteren Art beim Rösten der Unterharzer Erze beobachtet.

2) Durchstechen des gerösteten Bleisteines.

Zweck. Dasselbe bezweckt die Reduction des Bleioxydes, die Zersetzung des beim Rösten unzersetzt gebliebenen oder

1) Freiberger Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1859, p. 247.

2) *Hausmann*, Beitr. zur metallurg. Krystallkunde, p. 46. — *Plattner's* Röstprocesse, p. 201.

3) *Hausmann* in: Ephemeriden der Berg- u. Hüttenkunde von *v. Moll*, 2. Bd. 1. Lief., 1806, p. 22. — Ders. Specimen crystallographiae metallurgicae, p. 29. — *Ulrich* in der Berg- u. Hüttenmännischen Zeitung, 1854, Nr. 13. — *Gurlt* pyrogenete künstliche Mineralien, p. 50.

4) Hallische Zeitschr. f. d. gesammten Naturwissenschaften, 1858, Bd. XI, p. 261. — Freiberger Berg- und Hüttenm. Ztg., 1859, p. 37.

durch Reduction von schwefelsaurem Bleioxyd gebildeten Schwefelbleies durch Eisen oder Kalk, die Verschlackung der fremden Metalloxyde durch solvirende Zuschläge und die Concentration des Kupfers in einem neuen Stein.

Das Rösten des Steins von der ordinären und kiesigen Schliegarbeit geschieht separirt, dagegen werden beide Steinsorten, von denen der Stein von der kiesigen Arbeit der bleireichere ist, in gewissen Verhältnissen gleichmässig verschmolzen.

Der Erfolg des Schmelzens hängt hauptsächlich vo der Anwendung einer passenden, nicht zu hohen Temperatur, der Wahl passender Zuschläge und dem Ausfall der Röstung ab.

a) Was die anzuwendende Temperatur anbetrifft, so darf dieselbe nicht zu hoch sein, damit sich nur Bleioxyd reducirt, nicht aber die anderen fremden Oxyde, welche verschlackt werden sollen. Bei zu hoher Temperatur werden letztere zum Theil reducirt, ihre Radikale gehen ins Blei und verderben dasselbe oder scheiden sich im Herde ab und bilden Ansätze (Bühnen, Eisensauen), welche den Schmelzgang stören. Hiermit steht die Anwendung niedrigerer Oefen (Halbhohöfen oder Krummöfen) bei dem Steindurchstechen in Verbindung, welche eine hinreichende Temperatur liefern. Einwirkung der Temperatur.

Früher wurde ein Theil des gerösteten Steins mit Schlieg im Hohofen durchgeschmolzen, wobei die Oxyde des ersteren auf den Bleiglanz entschwefelnd wirken sollten. Man brauchte jedoch mehr Eisen, erhielt mehr Stein und eine unreine heissgrädige Schlacke, während gleichzeitig wegen Hindurchrollens des Schliegs zwischen dem Stein der Ofengang öfters in Unordnung kam [1]).

b) Bei Anfertigung der Beschickung hat man die Bildung von Singulosilicatschlacken vor Augen, welche sich bei einer Temperatur erzeugen, in welcher sich das Bleioxyd, weniger aber die fremden Oxyde reduciren. Solche Schlacken sind im Vergleich zu den Schliegschlacken frisch, d. h. dünnflüssiger, erstarren aber leichter und ge- Zusammensetzung der Beschickung.

1) *Zimmermann's* Harzgebirge II, 70.

ben deshalb mehr Veranlassung zu Ansätzen im Herde. Damit dieselben leicht ausgeräumt werden können, giebt man den Steinöfen die Sumpfofenconstruction. Die Beschickung enthält nachstehende Bestandtheile:

α) gerösteten Stein.

β) Schliegschlacken (p. 409), welche als Bisilicatschlacken im Stande sind, die im gerösteten Steine enthaltenen Metalloxyde noch aufzunehmen und Singulosilicatschlacken zu bilden. Nimmt man zu viel davon, so werden die Schlacken höher silicirt, in Folge dessen strengflüssiger — wenn nicht etwa durch aufgelöstes Bleioxyd Leichtflüssigkeit derselben herbeigeführt wird — und bedürfen zum Schmelzen einer höheren Temperatur, wodurch die Reduction der fremden Metalloxyde begünstigt wird. Fehlt es an Schliegschlacken, d. h. an Kieselerde, so werden die Steinschlacken zu basisch, erstarren in Folge dessen zu leicht, separiren sich bei ihrem grösseren specifischen Gewichte weniger vollständig vom Bleistein, und die keine Kieselerde zur Verschlackung mehr vorfindenden fremden Oxyde reduciren sich oder entziehen den Ofenwänden Kieselerde, wodurch ein unregelmässiges Schmelzen entsteht.

Da man die Zusammensetzung des gerösteten Steines, welche je nach dem Ausfall der Röstung variirt, nicht kennt, so lässt sich nur aus der Beschaffenheit der neu erzeugten Schlacke ersehen, ob man den Schliegschlackenzuschlag richtig getroffen hat oder woran es noch fehlt.

γ) Steinschlacken (p. 263) werden hauptsächlich zugeschlagen, um die zur Deckung des ausgebrachten Werkbleies erforderliche Schlackenmenge hervorzubringen und das Schmelzen zu befördern; auch stimmt man damit den Ofengang, wenn zu viel Schliegschlacken in der Beschickung vorhanden sein sollten.

δ) Eisen (p. 255) in Gestalt von Granulireisen oder angekauftem alten Eisen, soll zur Zerlegung des Schwefelbleies und Schwefelsilbers dienen, welche in den beim Rösten unzersetzt gebliebenen Schwefelungen vorhanden oder durch Reduction von schwefelsauren Salzen im Röstgute wieder gebildet sind.

Die Menge des zu gebenden Eisenzuschlages hängt hauptsächlich von der Menge der vorhandenen Schwefelungen oder von dem Grade der Röstung ab. Bei Verstärkung des Eisenzuschlages fällt zwar ein bleiärmerer Stein, allein dies ist nicht immer erwünscht, weil das gebildete Schwefeleisen den Rückhalt des Silbers im neugebildeten Stein erhöht. Um den Silbergehalt auszuziehen, müsste man beim Verschmelzen des Steines wieder mehr bleiische Producte zuschlagen, weshalb man lieber bei geringerem Eisenzusatz einen bleireicheren Stein erzeugt und dessen Bleigehalt zur Entsilberung benutzt.

Während man zur Clausthaler Hütte bei allen 4 Steindurchstechen und zur Altenauer Hütte nur beim dritten Durchstechen Eisen zuschlägt, lässt man dasselbe zur Lautenthaler Hütte beim 1 und zur Andreasberger Hütte bei sämmtlichen Durchstechen weg.

Zur Lautenthaler Hütte ist dies dadurch möglich geworden, dass man seit 3 Jahren die Röstung schärfer und sorgfältiger ausführt; man hält aus dem ersten Feuer nichts mehr aus und bedeckt den Haufen mit feinem Steindreck. Das Weglassen des Eisens hat auf das Bleiausbringen keinen Einfluss gehabt, die Steinschlacken sind aber steifer geworden und es müssen noch Erfahrungen darüber gesammelt werden, ob sie als Zuschlag bei der Schliegarbeit die erforderliche Beschaffenheit behalten. Beim spätern Durchstechen giebt man immer Eisenzuschlag, damit der Kupferstein möglichst bleiarm wird.

Zu Andreasberger Hütte, wo der Bleistein silberreicher als auf den übrigen Hütten ist, lässt man das Roheisen bei allen 4 Durchstechen weg, weil das gebildete Schwefeleisen mehr Silber im neu entstandenen Stein zurückhalten und die Steinschlacken noch basischer werden würden, als sie schon sind. Jede Vermehrung der Basen wirkt bei dem Mangel der Andreasberger Geschicke an Kieselerde nur unvortheilhaft auf den Schmelzgang (p. 367).

ε) Kalkstein wendet man statt Eisen zu Altenauer Hütte beim 1. und 2. Steindurchstechen an und es wirkt derselbe in der p. 258 angegebenen Weise. Das 4. Steindurchstechen ist hier seit dem Einbau des Cylindergebläses

entbehrlich geworden (p. 337), weil der Stein schon beim dritten Durchstechen hinreichend bleiarm und kupferreich wurde.

ζ) Bleiische Zuschläge, um deren Metallgehalt gelegentlich mit zu gewinnen, dann aber auch, wie z. B. hauptsächlich zur Andreasberger Hütte, die Silberausziehung vollständiger zu machen. Aus diesem Grunde giebt man auf letzterer Hütte bleiische Producte (vom Abtreiben, auch Ofenbrüche) in reichlicherer Menge, als auf den andern Hütten. Bei den letzten Steindurchstechen bringt man im Allgemeinen weniger solcher bleiischen Producte zur Beschickung, als bei den ersteren Durchstechen, um den Kupferstein möglichst bleiarm zu machen. Den Abstrich theilt man besser der Schliegbeschickung, als der Steinbeschickung zu, weil dann das in demselben enthaltene Antimon beim Rösten des Schliegsteins schon Gelegenheit findet, sich theilweise zu verflüchtigen, in Folge dessen demnächst aus dem Kupferstein ein besseres Kupfer erfolgt. Ist der Antimon- oder Arsengehalt in den Erzen bedeutend, dann findet die Abscheidung dieser Stoffe bei den verschiedenen Steinröstungen und Durchstechen nicht in genügender Weise statt und es muss der Kupferstein noch durch wiederholte kräftige oxydirende Schmelzungen (Verblasen, Steintreiben) von diesen Substanzen so viel als möglich befreit werden (Andreasberger Hütte).

Wie aus Vorstehendem hervorgeht, variiren die Steinbeschickungen bei den einzelnen Durchstechen und auf den verschiedenen Hütten darin, dass man Zuschläge von Eisen bald giebt, bald weglässt, dieselben durch Kalk ersetzt, bei den letzten Durchstechen an bleiischen Producten abbricht und dieselben zu Andreasberger Hütte in reichlicherer Menge als auf den übrigen Hütten giebt.

Einfluss der Röstung.

c) Der Grad der Röstung hat, wie bereits angedeutet, auf die Zusammensetzung der Beschickung, dann aber auf die Anzahl der verschiedenen Steindurchstechen Einfluss. Gewöhnlich sind 4 Durchstechen des vorher jedesmal gerösteten Steines erforderlich, um denselben hinreichend zu entbleien und zu entsilbern und seinen Kupfergehalt passend anzureichern. Zu Altenauer Hütte genügen

aus beregten Gründen (p. 427) 3 Durchstechen. Man könnte dieselben behuf rascherer Abscheidung des Bleies durch stärkere Röstung des Steines und reichlichere Eisenzuschläge beim Durchstechen beschleunigen, allein es würden dabei grosse Kupferverluste durch Verschlackung und kupferreiche unreine Werkbleie erfolgen, desgleichen silberreichere Kupfersteine, da die Entsilberung mit der Entbleiung wegen Anwesenheit des Schwefeleisens nicht gleichen Schritt geht (p. 378).

§. 43. Leitung des Schmelzens und Arbeiten dabei.

Sowie das jährlich zu verarbeitende Schliegquantum in Abschnitten verschmolzen wird (p. 382), so vertheilt man auch den dabei fallenden Bleistein in Steinabschnitte, deren Anzahl auf den verschiedenen Hütten je nach der Quantität des zur Verarbeitung kommenden Bleisteins variirt. Steinabschnitte.

Die Schmelzarbeiten weichen von denen beim Schliegschmelzen (p. 383) wenig ab. Bei der basischeren Beschaffenheit der Beschickung geht nur das Schmelzen hitziger, es entsteht eine frischere Schlacke, das Ausräumen der sich öfter bildenden Bühnen muss sorgfältig geschehen und auf eine dunkele Gicht bei 6—8″ langer Nase gehalten werden. Arbeiten beim Schmelzen.

Als Brennmaterial dienen hauptsächlich Koks, über welche Quandelkohlen gestreut werden. Die Bruchstückform der gerösteten Steine macht die Koks verwendbarer, als beim Schliegschmelzen, auch bieten dieselben die pag. 250 aufgeführten Vortheile vor Holzkohlen.

Schlieg- und Steinschmelzen stehen in einem innigen Zusammenhang wegen gegenseitiger Consumtion der erzeugten Schlacken. Die kieselerdereichern Schliegschlacken geben ein treffliches Auflösungsmittel für das oxydirte Eisen des gerösteten Steins, während umgekehrt die basischeren Steinschlacken die in den Bleiglanzschliegen enthaltene Kieselerde aufzunehmen vermögen. Je besser das Schliegschmelzen, desto besser geht auch das Steinschmelzen, und umgekehrt; und zwar ist dann der Betrieb am geregeltsten, wenn nicht mehr Steinschlacken fallen, als zur Schliegar-

beit erforderlich sind. Wie bereits (p. 376) gezeigt worden, hat man das Verhältniss des Werke- und Steinfalls hauptsächlich durch den grössern oder geringern Eisenzuschlag in der Gewalt.

Die Dauer der Steinschmelzcampagnen ist geringer als beim Schliegschmelzen, höchstens 3—6 Wochen, weil durch die basischere Beschickung das kieselerdereiche Ofenbaumaterial stärker angegriffen wird.

Zu Altenauer Hütte hat man jetzt die längsten Campagnen von 6 Wochen, während sie früher nur auf 3 Wochen Dauer kamen.

Eine auf mehreren Hütten in neuerer Zeit vorgenommene Einrichtung von Beschickungsböden hinter den Oefen und die Erhöhung der Steinöfen haben den p. 306 mitgetheilten Erfolg gehabt.

§. 44. Producte von den Steindurchstechen.

Dieses sind hauptsächlich:

Werkblei. 1) Werkblei, antimon- und kupferreicher als das Schliegwerkblei und in Folge dessen härter und spröder. Der Kupfergehalt nimmt mit der Wiederholung der Steindurchstechen zu, geht beim Abtreiben theilweise in die Glätte und beim Verfrischen derselben demnächst ins Frischblei zum grossen Theil über. Das Steinblei vom ersten Durchstechen mit etwa 1% Kupfer- und Antimongehalt kommt gemeinschaftlich mit dem Schlieg- und Rauchblei als gutes Blei in muldenförmigen langen Stücken, das Steinblei vom zweiten Durchstechen als ordinaires Blei und das Steinblei vom 3. und 4. Durchstechen als die kupferreichste Sorte in kurzen Stücken in den Handel. Das zur Andreasberger Hütte erzeugte Werkblei ist durchweg reicher an Kupfer, Antimon und Arsen, in Folge dessen matt, erstarrt leicht und muss rasch ausgekellt werden.

Die Steinwerke kommen zum Abtreiben.

Aeltere Steinwerkbleianalysen von Jordan:

	Blei.	Kupfer.	Antimon.	Silber.
a)	94,74	0,88	4,17	0,22
b)	95,65	0,91	4,17	0,19

	Blei.	Kupfer.	Antimon.	Silber
c)	94,83	1,12	3,89	0,17
d)	98,49	0,76	0,60	0,16
e)	96,25	0,80	2,78	0,17
f)	97,08	0,92	1,86	0,15
g)	96,83	1,09	1,92	0,16
h)	98,94	0,68	0,20 Eisen	0,18
i)	98,04	0,52	1,32	0,12
k)	98,67	0,56	0,64	0,13
l)	99,00	0,60	0,28	0,12

a—d) Werkblei von den 4 Durchstechen zu Clausth. Hütte; e—h) desgleichen von Altenauer Hütte; i—l) desgl. von Lautenthaler Hütte (vom 3. und 4. Durchstechen).

Bleistein.

2) Bleistein von ähnlicher Zusammensetzung, wie der Schliegstein; mit Wiederholung des Durchstechens nimmt der Kupfergehalt zu, so dass der vom letzten Durchstechen erfolgende Stein eine röthliche Farbe zeigt und in seinen Blasenräumen zuweilen metallische Kupferkügelchen oder haarförmiges Kupfer hat. Dies pflegt besonders bei rascher Abschreckung der Fall zu sein. Dieser Stein wird dann zur Entkupferung und weiteren Entsilberung an die Kupferarbeiten abgegeben.

Der antimon- und arsenhaltige Bleistein vom ersten Durchstechen zur Andreasberger Hütte bildet eine dickflüssige mussige Masse, welche leicht erstarrt und sich nicht in Scheiben vom Werkblei abheben lässt, sondern mittelst eines Streichholzes abgezogen werden muss. Bei den folgenden Durchstechen wird der Stein immer kupferreicher und hitziger, verliert allmählich seine mussige Beschaffenheit und sondert sich besser vom Werkblei.

Analysen von Steinen von den verschiedenen Bleisteindurchstechen:

	a	b	c
Blei	52,27	43,07	32,06
Eisen	28,32	8,03	13,15
Kupfer	1,42	30,46	34,01
Antimon	0,30	0,74	2,67
Silber	—	0,12	0,07
Zink	1,56	—	—
Schwefel	16,12	17,12	15,55

a) Stein vom ersten Durchstechen zu Clausthaler Hütte nach Joy, auf Fe^2S, PbS deutend (Rammelsberg's Metallurgie p. 177).

b) Stein vom dritten Durchstechen zu Clausthaler H., von röthlicher Farbe und grossblättriger Textur, nach Brüel, entsprechend der Formel $FeS + 8 (Fe^2S, Cu^2S, PbS)$.

c) Kupferstein vom 4. Durchstechen zu Clausthaler H. nach Bodemann.

Ofenbrüche.

3) Ofenbrüche, wie beim Schliegschmelzen, nur seltener krystallisirt und bei der Bruchstückform des Steines nicht in so reichlicher Menge erfolgend.

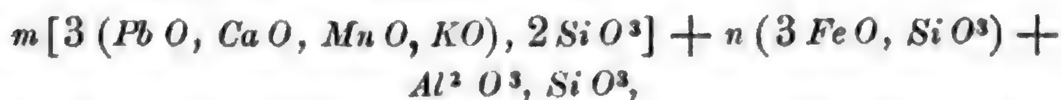
Flugstaub.

4) Flugstaub, Geschur und Gekrätz wie beim Schliegschmelzen.

Steinschlacken.

5) Steinschlacken, Singulosilicate oder Gemenge von Singulo- und Bisilicaten, also basischer, wie die Schliegschlacken, sie fliessen dünner, erstarren rascher, eignen sich nicht zur Schlackensteinfabrikation und werden nach dem Erstarren auf dem Bruche metallisch glänzend bei grösserem specifischen Gewicht. Durch Salzsäure werden dieselben zuweilen vollständig zersetzt.

Nach Plattner haben die Steinschlacken im Allgemeinen nachstehende Zusammensetzung:



$$m[3(PbO, CaO, MnO, KO), 2SiO^3] + n(3FeO, SiO^3) + Al^2O^3, SiO^3,$$

wie sich aus einem Theil der folgenden Analysen ableiten lässt:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.	g.	h.	i.	k.
Kieselerde .	32,34	33,58	37,79	33,94	29,90	34,98	32,67	35,78	30,78	33,38
Thonerde ..	5,06	4,46	—	3,12	5,92	4,46	6,34	9,98	7,97	6,29
Kalkerde ..	2,07	3,57	2,12	6,11	11,98	7,40	11,23	11,87	9,82	13,63
Eisenoxydul	43,90	44,44	46,44	37,83	48,29	44,97	31,72	30,31	23,60	25,60
Bleioxyd...	10,01	6,19	9,17	18,69	2,34	7,23	12,73	6,71	21,56	17,08
Kupferoxyd.	0,05	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Manganoxyd	1,20	Spr.	—	—	—	—	—	—	—	—
Zinkoxyd ..	—	—	—	—	0,68	1,74	2,39	3,20	1,54	0,52
Antimonoxyd	—	—	—	—	—	—	1,09	—	—	—
Magnesia ..	—	—	—	0,07	1,06	0,70	1,38	2,13	1,84	1,39
Kali......	0,05	0,05	—	—	0,71	—	—	—	—	—
Schwefel...	—	—	—	0,21	—	—	—	—	—	—

a) Schlacke vom 1. Steindurchstechen nach Bodemann, mit einer geringen Menge Titansäure und 3,50% beigemengtem Fe^2S; Formel: 3 (PbO, CaO, MnO, KO), $2SiO^3$ + $4(3FeO, SiO^3)$ + Al^2O^3, SiO^3, Sauerstoffverhältniss 16,80 : 13,89.

b) Desgl. nach Bodemann, enthält 8,67% eingemengten, für das Auge aber nicht erkennbaren Stein, bestehend aus 5,69 Fe^2S, 0,05 Cu^2S, 2,85 PbS, 0,08 SbS^3, 0,01 AgS. Sauerstoffverhältniss 23,09 : 11,12.

c) Desgleichen nach Rammelsberg, Sauerstoffverhältniss 20,68 : 11,57.

d) Desgleichen nach Bierwirth, Sauerstoffverhältniss 17,65 : 13,14.

e) Steinschlacke vom 1. Durchstechen des 4.—6. Steinabschnittes 185⁴/₅ von Altenauer Hütte, nach Streng, mit Salzsäure aufschliessbar, spec. Gew. 3,74—3,78. Sauerstoffverhältniss 15,55 : 17,82.

f) Steinschlacke vom 1. Durchstechen von Lautenthaler Hütte, nach Streng, spec. Gew. = 3,58. Sauerstoffverhältniss 18,19 : 15,27.

g) Steinschlacke vom 1. Durchstechen des 1. und 2. Steinabschnittes 185⁴/₅ im Krummofen zu Andreasberger Hütte, nach Streng, spec. Gew. = 3,81. Sauerstoffverhältniss 16,99 : 15,16.

h) Desgl. Steinschlacke, ebendaher vom Schmelzen im Hohofen, nach Streng, spec. Gew. 3,81—3,92. Sauerstoffverhältniss 18,61 : 16,56.

i) Desgl. Steinschlacken vom 2. Durchstechen im Hohofen, ebendaher, nach Streng spec. Gew. 3,81—3,92. Sauerstoffverhältniss 16,01 : 14,18.

k) Desgl. vom Krummofen, ebendaher, nach Oberbeck, spec. Gew. 3,74. Sauerstoffverhältniss 17,35 : 14,21.

Die Steinschlacken werden zum grössten Theil bei verschiedenen Schmelzprocessen namentlich beim Schliegschmelzen wieder consumirt, theilweise abgesetzt, und es muss die davon zu erzeugende Menge mit ihrem Consum im Verhältniss stehen. Von wesentlichem Einfluss darauf ist die Grösse des Roheisenzuschlages beim Schliegschmelzen (p. 375).

Auf Clausthaler und Altenauer Hütte erzeugen sich die

Steinschlacken im Verhältniss zu den Schliegschlacken trotz eines geregelten Eisenzuschlages gegen früher in zu reichlicher Menge, so dass dieselben beim Schliegschmelzen nicht völlig consumirt werden können. Man sucht den Grund hiervon besonders in dem veränderten Verhältniss zwischen den reicheren nassen Schliegen zu den kieselerdereicheren Stuffschliegen, welche erstere in neuerer Zeit weit mehr angeliefert werden, als dies früher der Fall war (p. 114). In Folge dessen hat man, um die zur Schlackenbildung nöthigen Erden in die Beschickung zu bringen, in neuerer Zeit beim Schliegschmelzen den Zuschlag an Schliegschlacken bedeutend verstärken, an Steinschlacken aber abbrechen müssen. Ist der angegebene Grund der richtige, so wird man bei den Steinarbeiten auf Verringerung des Steinfalls hinzuarbeiten haben, welcher nach den beim Rastofenschmelzen gemachten Erfahrungen, sowie auch nach den zu Lautenthaler Hütte angestellten Versuchen eintritt, wenn man durch Verengerung und Erhöhung der Oefen eine höhere Temperatur im Schmelzraume erzeugt, bei welcher das Schwefelblei durch Eisen vollständiger zerlegt wird, als bei niedrigerer Temperatur (p. 366). Durch einen Kalkzuschlag, wie er z. B. auf Altenauer Hütte schon stattfindet, würde bei dieser höheren Temperatur der Eisengehalt der Beschickung zur Abscheidung des Bleies nutzbarer gemacht und es könnte eine eisenärmere Steinschlacke abgesetzt werden. Bei einem solchen Verfahren, dessen vortheilhafte Ausführbarkeit nur umfassende Versuche darthun können, ist zu befürchten, dass das Steinwerkblei noch kupferhaltiger wird, als es schon ist, und durch das in reichlicher Menge aus der Beschickung reducirte Eisen die Bühnenbildung sehr zunimmt.

Die nachstehenden Tabellen weisen den Zusammenhang zwischen den Schlieg- und den Steinarbeiten nach:

Schliegabschnitte	Röstezahl	Verschmolzene	Verbrauch an Eisen Ctr.	Verbrauch an Kohlen Mss.	Erfolg an Werkblei Ctr.	Erfolg an Bleistein Ctr.	Erfolg an Bleistein beim 1. Durchstechen	Erfolg an Bleistein beim 2. Durchstechen	Erfolg an Bleistein beim 3. Durchstechen	Kupferstein beim 4. Durchstechen
1.	226	1/12	1012	7200	4330	3880	9972: 1—3 Steinabschn. 3280 Ctr.	6228: 1—6 Steinabschn. 1560 Ctr.	2664: 1—12 Steinabschn. 684 Ctr.	1—12 Steinabschn. 288 Ctr.
2.	211	1/4	945	5500	3780	3690				
3.	150	2/3	675	3700	2780	2402				
4.	211		945	5450	4000	3400	8928: 4—6 Steinabschn. 2948 Ctr.			
5.	210	11/12	945	5200	4020	3400				
6.	150	5/12	675	3700	2710	2128				
7.	210	3/4	945	5850	4140	3180	8568: 7—9 Steinabschn. 2570 Ctr.	5490: 7—12 Steinabschn. 1114 Ctr.		
8.	209	5/12	945	6300	4060	2980				
9.	180	1/12	810	5400	3180	2408				
10.	195		873	6000	3890	2880	8856: 10—12 Steinabschn. 2920 Ctr.			
11.	180	2/3	810	6000	3570	2940				
12.	181	1/3	810	6000	3510	3036				

Steinabschnitte		Erfolg an Werkblei Ctr.	Verbrauch an Eisen Ctr.	Verbrauch an Kohlen Mss.	Verbrauch an Koks Balgen
1. Drchst.	1—3	3590	268	750	5400
	4—6	3350	248	730	4800
	7—9	2550	232	5250	—
	10—12	3310	240	670	750
2. Drchst.	1—6	2160	170	600	3400
	7—12	1850	152	200	3100
3. D.	1—12	760	72	50	2270
4. D.	1—12	120	18	60	530

C. Pattisoniren und Abtreiben des Werkbeies.

§. 45. Allgemeines.

Früher wurde sämmtliches Werkblei vom Schlieg-, Stein- und Rauchschmelzen dem Abtreibeprocess unterworfen, und zwar das Werkblei vom Schlieg- und Rauchschmelzen und den beiden ersten Steindurchstechen gemeinschaftlich, das Werkblei vom 3. und 4. Durchstechen wieder für sich, Zweck dieser Arbeiten.

28*

um je nach der Reinheit desselben verschiedene Glätte- und Frischbleisorten zu erzeugen. Bei diesem Verfahren erhält man selbst aus den reinsten Werkbleisorten, den Schlieg- und Rauchwerken, ein Frischblei mit einem gewissen Kupfer- und Antimongehalt, welcher bei mancher Verwendung des Bleies schädlich sein kann; ausserdem ist der Silbergehalt im Frischblei unter ein gewisses Minimum bei Anwendung des Abtreibens nicht herabzubringen, welches deshalb verloren gegeben werden muss.

Um nun hinsichtlich der Qualität des Bleies mit anderen Werken concurriren zu können und demselben seinen Silbergehalt möglichst zu entziehen, hat man seit einigen Jahren zur Altenauer Hütte den Pattisonschen Krystallisirprocess eingeführt und man wird mit demselben, da er sich als vortheilhaft erwiesen hat, so lange die Bleipreise nicht unter eine gewisse Grenze herabgehen, auch auf Lautenthaler Hütte in nächster Zeit vorgehen, wo wegen der grösseren Reinheit der Werke noch bessere Resultate zu erwarten sind.

§. 46. Pattison's Krystallisirprocess.

Zweck. Dieser Process ging im Jahre 1833 aus den Bestrebungen Hugh Lee Pattison's [1]) in Northumberland hervor, den geringen Silbergehalt aus englischen Bleien nutzbar zu machen, welcher mittelst Abtreibens mit Vortheil nicht mehr abzuscheiden war. Le Play [2]) hat den Process 1836 zuerst beschrieben.

Theorie. Derselbe beruht darauf, dass, wenn man eine hinreichende Menge Werkblei in einem Kessel einschmilzt und die geschmolzene Masse gleichmässig sich abkühlen lässt, in derselben sich kleine Krystalle bilden, deren Menge fortwährend zunimmt. Werden die Krystalle mittelst einer durchlöcherten Kelle, damit das Flüssige ablaufen kann, ausgeschöpft und untersucht, so ergiebt sich, dass dieselben weit ärmer an

1) Man findet in der englischen Literatur häufiger „Pattison" als „Pattinson."

2) *Dingl.* polytechn. Journ. Bd. 65 p. 386. Bergwerksfreund I 281; IV. 150.

Silber, als das eingeschmolzene Werkblei, sind, während sich in dem flüssig gebliebenen Blei das Silber concentrirt hat.

Diese Silberscheidung ist aber nicht scharf, indem die Krystalle immer noch mehr oder weniger Silber enthalten. Beim Beginn der Krystallisation sind dieselben sehr arm, werden jedoch in dem Masse silberreicher, als das flüssige Metall im Kessel sich vermindert und sein Silbergehalt sich concentrirt. Durch Wiederholung der Krystallisirungen mit hinreichenden Mengen des entarmten Bleies einestheils und des angereicherten Bleies anderntheils kann man die Anreicherung und die Entarmung so weit treiben, als man will, was natürlich nur so weit geschehen muss, als es in ökonomischer Rücksicht vortheilhaft ist.

Die geringe Schärfe der einzelnen Krystallisationen wird durch die Anzahl derselben ausgeglichen und dadurch der Zweck der Aufgabe erreicht, das einer Reihe von Separationen unterworfene Werkblei allmählig zu trennen in einen kleinen sehr reichen Theil, Reichblei, und einen grösseren, sehr silberarmen Theil, Armblei. Letzteres, durch seine Reinheit ausgezeichnet, geht ohne Weiteres in den Handel, ersteres wird dem Abtreiben unterworfen.

Je nachdem man bei den verschiedenen Krystallisationen jedesmal mehr oder weniger Krystalle überschöpft, erlangt man verschiedene Resultate hinsichtlich der Mengen und des Silbergehaltes von Arm- und Reichblei. Am üblichsten ist die Krystallisation durch Drittel und durch Achtel, bei welcher ersteren man bei jeder Krystallisation $^2/_3$, bei der letztern $^7/_8$ des Kesselinhalts dem Volum nach als Krystalle ausschöpft.

Die Achtelmethode[1]) empfiehlt sich für silberarme reine Werkbleie, weil sie gestattet, dabei rasch auf hochhaltiges Reichblei zu kommen. Sie erfordert nur wenige Kessel, man erhält aber mehrere Sorten von Mittelwerkbleien mit verschiedenem Silbergehalt, welche aus dem Kessel ausgeschlagen, zur Seite gestürzt und so lange aufbewahrt werden müssen, bis eine Kesselfüllung davon vorhanden ist.

1) *Kerl* metallurg. Hüttenkunde III, 1. p. 170. Berg- und Hütteum. Ztg. 1858, p. 310.

Durch dieses Halten verschiedener Vorräthe würde der Process an Uebersichtlichkeit verlieren und zu complicirt werden, wenn man der Achtelmethode reichere Werkbleie übergäbe, weil dabei eine noch weit grössere Menge solcher Mittelwerke erfolgen würde.

Man wählt in solchem Falle die Drittelmethode,[1]) um bei höherem Silbergehalt der Werke und grosser Bleiproduction rasch auf reines Blei zu kommen, wie z. B. zu Stolberg[2]) bei Aachen und zur Altenauer Hütte. Dieselbe erfordert zwar mehr Kessel, aber das zu bearbeitende Bleiquantum bleibt stets in den Kesseln, es wird Nichts zur Seite gestürzt und dadurch eine stetigere Arbeit ermöglicht. Dieses System dürfte sich für Werkbleie empfehlen, welche über ein Loth Silber im Ctr. enthalten.

Man hat zur Altenauer Hütte das Stolberger Verfahren theilweise zum Muster genommen.

Von wesentlichem Einfluss auf das gute Gelingen des Processes ist:

a) Die richtige Leitung der Temperatur. Ist dieselbe zu niedrig, so erstarrt die Masse gleichförmig und es tritt keine Separation ein; bei zu hoher Temperatur findet ebenfalls keine vollständige Abscheidung von Krystallen statt.

b) Die Menge des zur Krystallisation gegebenen Bleies, welche mindestens 50 Ctr. betragen muss, damit der Uebergang aus dem flüssigen in den festen Zustand so langsam erfolgt, dass die erforderliche Zeit bleibt, um die zuerst durch Krystallisation festwerdenden silberarmen Bleitheile von der übrigen noch flüssigen Masse durch Ausschöpfen entfernen zu können.

c) Die Anzahl und Grösse der vorhandenen Kessel, welche von dem zu pattisonirenden Werkequantum und dem Silbergehalt desselben hauptsächlich abhängt.

Ueber den Pattison'schen Process ist noch Manches aufzuklären. Es zeigt sich dabei die Erscheinung, dass in einem geschmolzenen Metallgemisch das leichtflüssige

---

1) Berg- und Hüttenm. Ztg. 1858, p. 300.

2) *Kerl* c. l. p. 172.

Metall zuerst erstarrt und sich von der noch flüssigen Masse des strengflüssigeren Metalles trennt. Ferner ist noch nicht entschieden, ob der rückständige Silbergehalt in den Bleikrystallen chemisch gebunden ist, oder ob derselbe von der mechanisch anhaftenden silberreicheren Flüssigkeit herrührt, was wahrscheinlicher ist.

Nach den Untersuchungen von Berzelius und Berthier schmelzen alle Mischungen von Blei und Silber bei einer niedrigeren Temperatur, als dem Schmelzpunkte des Bleies entspricht, und zwar ist der Schmelzpunkt der Legirung um so niedriger, je grösser der Gehalt an Silber. Diese Thatsache findet eine vollkommene Analogie in dem Gefrieren des Wassers in salzigen Lösungen. Gefriert eine solche Lösung theilweise, so wird das reine Wasser zu Eis, während das Salz in der Mutterlauge bleibt; die Temperatur, bei welcher das Wasser gefriert, und folglich auch die Schmelzung, ist um so niedriger, je grösser der Salzgehalt. Bei der Schmelzung, welche der Krystallisation vorangeht, befindet sich das Silber wahrscheinlich in der Masse des Bleies in homogener Vertheilung, in allen übrigen Fällen wohl nicht.

Es spielen ohne Zweifel die latente und specifische Wärme der Metalle eine Hauptrolle beim Pattisoniren und sind darauf bereits Theorien des Processes begründet.[1]) Die latente Wärme des Bleies ist das einzige Agens, welches die Schmelzung des Silbers trotz einer Differenz von 667 Graden zwischen der Temperatur, wo es schmilzt und derjenigen, wo das Blei flüssig wird, ermöglicht. Es fehlen aber zur Zeit alle Angaben über die latente und specifische Wärme der Metalle bei höheren Temperaturen, als bei 100°, und es wird erst nach deren Ermittelung eine nähere Einsicht in den Krystallisationsprocess möglich sein.

Derselbe erfordert zwei Hauptoperationen, einmal die Erhaltung des geschmolzenen Bleies in der Temperatur, bei welcher die Krystallisation erfolgt, dann die Hervorrufung der Krystallisation in geeigneter Weise, damit unter Abscheidung der Bleikrystalle das Silber sich im Werkblei

---

1) Freib. Berg- und Hüttenm. Ztg. 1860. Nr. 14, p. 136.

concentrire. Bei der ersten Operation befindet sich in dem flüssig gewordenen Blei die Attractivkraft der Moleküle im Gleichgewicht mit der Repulsivkraft der Wärme, bei allmähligem Schwinden der letzteren unter der Abkühlung und der noch eben hinreichenden Beweglichkeit der Moleküle gruppiren sich dieselben in den bestimmten Richtungen, in welchen sie vorzugsweise die krystallinische Form annehmen.

Die Krystallisation erfolgt zwischen engen Grenzen der Temperaturabnahme, durch welche das Blei in den festen Zustand übergeht. Die Erfahrung muss die Zeitdauer der Krystallisation und die Erhaltung der richtigen Temperatur an die Hand geben. Gleichzeitig ist dabei die Masse des Bleies von Einfluss.

Vortheilhaftigkeit des Processes.

Die grössere oder geringere Vortheilhaftigkeit des Processes, sowie überhaupt seine Anwendbarkeit, hängt hauptsächlich von der Beschaffenheit des silberhaltigen Bleies, namentlich von seinem Gehalte an Silber und an fremden Beimengungen ab.

a) Was die Reinheit des Werkbleies anbetrifft, so gelingt der Process um so besser hinsichtlich der Zeitdauer und des Grades der Entsilberung, je reiner das Blei ist.

Pattison hat denselben ursprünglich nur für die reinen englischen Bleie in Anwendung gebracht. Durch einen grösseren Antimon- und Kupfergehalt wird die Krystallbildung erschwert, die silberreichere Mutterlauge trennt sich schwieriger und der Entsilberungsprocess wird in die Länge gezogen. Gleichzeitig geht ein Hauptvortheil dieses Processes verloren, um dessentwillen derselbe zum Theil mit unternommen wird, die Erzeugung eines sehr reinen Bleies, da das krystallisirte Blei immer kupfer- und antimonhaltig wird. In der angegebenen Weise verhielt sich das Werkblei von Altenauer Hütte im Gegensatz zu den Angaben von Backer [1]), nach welchem sich das Kupfer im Reichblei concentriren soll, während das krystallisirte Blei frei davon wird. Das Eisen wird auf der Oberfläche des Bleies durch Oxydation grösstentheils abgeschieden.

---

1) *Dingl.* polyt. Journ. Bd. 142, p. 281. Berg- und Hüttenm. Ztg. 1857, p. 26.

Sollen unreinere Werkbleie pattisonirt werden, so bedürfen sie einer von Metallverlusten und Kosten begleiteten vorherigen Reinigung. Diese kann bei sehr unreinen, namentlich antimonhaltigen Werken darin bestehen, dass man dieselben in einem Flammofen bei möglichst niedriger Temperatur einschmilzt und bei Luftzutritt längere Zeit flüssig erhält. Dabei bildet sich oberflächlich eine Kruste, welche im Wesentlichen Bleioxyd und antimonsaures Bleioxyd enthält. Dieselbe wird entweder gleich so lange abgezogen, bis sie sich nicht mehr erzeugt, oder man rührt dieselbe mit Kalk um, feuert sie weich und mengt Kohlenklein ein, wobei sich meist Bleioxyd reducirt, weniger das antimonsaure Bleioxyd. Letzteres wird abgezogen und im Krummofen auf Hartblei verschmolzen. Dieses Verfahren erfordert lange Zeit und veranlasst beträchliche Bleiverluste.

Bei geringerer Verunreinigung des Werkbleies, welche aber doch noch den Process beeinträchtigen würde, kann man mit gutem Erfolg ein einfacheres, zur Altenauer Hütte übliches Reinigungsverfahren anwenden, das Polen.

Das in einem Pattisonschen Kessel eingeschmolzene Werkblei wird von der dabei entstandenen Kruste (Abzugswerke, Schlicker) befreit, durch eine eingestellte grüne Holzstange in sprudelnde Bewegung versetzt, wobei die Unreinigkeiten bei der rasch sich erneuernden Oberfläche mit der Luft in innige Berührung kommen, sich nebst Blei oxydiren und bei hinreichend hoher Temperatur eine pulverförmige Kruste (Krätze, Bleidreck) geben, welche man abzieht. Dann werden die auf dem Blei sich noch bildenden Häute bis zu deren Verschwinden abgezogen. Die Abzugswerke werden abgetrieben, reicher und armer Bleidreck separirt verfrischt, die von letzterem erfolgenden armen Krätzwerke für sich auf Krystallisationsblei pattisonirt und die von ersterem erhaltenen reichen Krätzwerke gemeinschaftlich mit den Abzugswerken vertrieben. Die reichen Krätzen oder Bleidrecke erfolgen aus dem 1—4., die armen aus den übrigen Kesseln.

Um zu untersuchen, ob durch das Polen der grösste Theil des Antimons und Kupfers entfernt werden kann, wurden die Krätzen von Streng auf diese Substanzen untersucht. Man schmolz einen Theil Werkblei ein und entfernte

die sich dabei bildende Kruste (Abzugswerke) mit 1,67% Antimon und 0,98% Kupfer. Darauf wurde eine Stunde gepolt; in der dabei resultirenden Krätze fanden sich 3,13% Antimon und 0,09% Kupfer. Nach deren Abziehen setzte man wieder Werkblei zum bereits gereinigten Werkblei hinzu, zog nach dem Einschmelzen eine Krätze mit 1,4% Antimon und Spuren von Kupfer ab, polte eine Stunde und erhielt zuletzt eine Krätze mit 2,72% Antimon und Spuren von Kupfer.

Diese Art der Reinigung macht allerdings das Krystallisiren complicirter, gestattet aber die Erzeugung eines Armbleies, in welchem der Kupfer- und Antimongehalt auf ein Minimum reducirt ist.

Nach den Untersuchungen von Reich [1]) nimmt der Kupfergehalt im Blei wieder zu, wenn man die kupferreiche Krätze (Schlicker) mit dem Blei bei erhöhter Temperatur längere Zeit in Berührung lässt.

Eisen wird vom Blei nur wenig aufgenommen, und zwar um so mehr, je länger man letzteres in eisernen Gefässen im Flusse erhält. Dasselbe scheidet sich aber durch Oxydation auf der Oberfläche des Bleies meist wieder ab, so dass gewöhnlich nur 0,02—0,04, höchstens 0,07% Eisen zurückbleiben.

Zink hat nur wenig Verwandtschaft zum Blei, aber doch eine grössere als Eisen, so dass bis 1,5% davon im Blei zurückgehalten werden können. Streng [2]) hat diese an Freiberger Bleisorten gemachten Erfahrungen an den Oberharzer Bleien bestätigt.

b) Der Silbergehalt des Werkbleies bedingt hauptsächlich die Anzahl der erforderlichen Krystallisationen zur hinreichenden Entarmung des Bleies. Der Process gewährt bei silberarmen (1/2—1 löthigen) Bleien die meisten Vortheile, indem man schon durch ein paar Krystallisationen die gewünschte Entarmung und die Anreicherung derselben bis zur Treibwürdigkeit erreicht. Bei höherem Silbergehalt steigen die Arbeitslöhne und der Brennmaterialaufwand, indem der Process bedeutend in die Länge gezogen werden

1) Freiberg. Jahrb. 1860: Beiträge zur Geschichte des Bleies.
2) Freib. Berg- und Hüttenm. Ztg. 1860, Nr. 13.

muss, bevor ein armes, verkäufliches Blei resultirt, und es können die Ausgaben dafür diejenigen beim Abtreiben übersteigen. Es kann der Process jedoch auch bei reicheren Werken, wie z. B. auf Altenauer Hütte mit 5—6 löthigen (17—18 Quint), je nach dem dermaligen Bleipreise grössere oder geringere Vortheile darbieten, wenn es dabei hauptsächlich mit auf die Erzeugung eines sehr reinen Bleies von grösserem Handelswerthe ankommt. So werden zu Altenauer Hütte, wie bei Beschreibung ihres Betriebes ausführlicher dargethan werden wird, die Mehrausgaben von Löhnen und Material gegen das Treiben durch das höhere Ausbringen beim Pattisoniren noch gedeckt, wenn der alte Centner Blei im Handel nicht unter 4 Thlr. 12 Ggr. kommt. Je höher der Bleipreis über diesem Durchschnittspreise steht, um so mehr gewinnt man beim Krystallisationsprocesse.

Auf den Grad der Anreicherung des Silbers im Reichblei sind die Arbeitslöhne und die Kosten für Materialien von Einfluss, namentlich aber auch der Umstand, dass bei zu hochgetriebener Silberconcentration beim Abtreiben der Reichwerke zu silberreiche Glätten entstehen, welche man nicht gleich auf Handelsblei verfrischen kann. Zur Altenauer Hütte z. B. liegt die Grenze der Concentration bei 70—75 Quint Silber im Centner, also etwa bei der 4fachen Anreicherung.

Je reicher das Werkblei ist, um so feiner werden die Krystalle und vereinigen sich weniger zu grösseren Massen, die sich nicht so scharf von der umgebenden silberreichen Flüssigkeit trennen lassen.

Vergleichung des Pattisonirens und Abtreibens.

Mittelst des Krystallisationsprocesses kann man noch Silbermengen im Blei nutzbar machen, welche beim Abtreiben gar nicht mehr gewonnen werden können. Das Altenauer Armblei wird mit höchstens 0,3 Quint Silber im Centner, meist mit 0,251 Quint abgegeben; ergiebt sich der Silbergehalt beim Probiren über 0,3 Quint, so wird das Blei zur Krystallisation zurückgegeben.

Bei der niedrigen Temperatur, in welcher das Pattisoniren im Vergleich zum Abtreiben und Frischen stattfindet, vermindert sich bei ersterem der Blei- und bei reinen Werkbleien auch der Silberverlust und darin liegt neben Erlan-

gung sehr reiner Handelsbleie der Hauptvortheil des Processes. Beim Pattisoniren reiner, silberärmerer Bleie, wie sie in England meist vorkommen, beträgt der Bleiverlust nicht über 2 %, zu Stolberg und Eschweiler 3—3½ %, während er beim Abtreiben und Frischen auf 8—9 % kommt. Bei unreineren Werken steigt der Bleiverlust beim Pattisoniren und beträgt z. B. auf Altenauer Hütte incl. des Verlustes beim Vertreiben der Reichwerke 4—5 %. Mit der Unreinheit, namentlich mit dem Antimongehalt der Werke, vermindert sich das Silberausbringen beim Pattisoniren und kann sogar dem beim Abtreiben etc. gleich werden (Alten. Hütte), indem wahrscheinlich beim Abtreiben der Reichwerke grössere Silberverluste durch den bedeutenden Antimongehalt derselben herbeigeführt werden.

Bei höherem Silbergehalte des Werkbleies und den dadurch öfters erforderlich werdenden Krystallisationen spart man gewöhnlich gegen das Abtreiben etc. an Löhnen und Materialaufwand nichts, oder die Kosten bei ersteren stellen sich noch höher, als bei letzterem. Zur Altenauer Hütte betragen z. B. die Kosten für 100 alte Ctnr. Werkblei beim Pattisoniren 44—49 Thlr., beim Abtreiben nur etwa 25 Thlr. Die Differenz wird jedoch allein schon durch das höhere Bleiausbringen beim Krystallisiren gedeckt, wenn der Handelspreis des Bleies nicht unter 5 Thlr. per alt. Ctnr. kommt. Das gewonnene pattisonirte Blei hat wegen grösserer Reinheit einen höheren Handelswerth, als das Frischblei.

Man bedarf beim Pattisoniren weniger geschickter, als kräftiger und aufmerksamer Arbeiter.

Es machen zur Altenauer Hütte seit Einführung des Krystallisationsprocesses etwa 5000 Centner bleiische Producte, die sonst beim Abtreiben fielen, weniger den Kreislauf bei den Schmelzprocessen, wodurch der dabei stattfindende Metallverlust vermieden wird. Die ursprüngliche Befürchtung, dass die Entziehung der bleiischen Producte aus dem Schmelzprocesse einen schädlichen Einfluss ausüben könne, ist nicht eingetroffen, die Schlacken sind nicht metallreicher geworden.

Producte vom Pattisoniren. Als Hauptproducte erhält man, wie die Anlage IV nachweist, beim Pattisoniren zu Altenauer Hütte:

1) Armblei, raffinirtes Harzblei, die reinste von den auf den Harzer Hütten erzeugten Bleisorten; geht in langen Mulden mit der Bezeichnung „raffinirtes Harzblei" in den Handel. Es erzeugen sich beim Pattisoniren zuweilen Bleikrystalle von 2‴ Grösse, meist sind sie aber gestrickt und gewöhnlich mit einer Ecke aufgewachsene Octaëder. Häufig bilden sie buschförmige Gruppen, wo dann die Krystalle das Ansehen langer vierseitiger Pyramiden haben, indem sie an allen Seiten von andern Individuen beengt, nur in einer Richtung fortwachsen konnten.

Zur Untersuchung auf seinen Silbergehalt wird, nachdem aus dem Bleikessel jedesmal 8 Stück Blei ausgekellt sind, eine kleine Probe in einen Ansiedescherben gegossen. Da ein Kessel etwa 100 Stück Blei fasst, so erhält man davon auf diese Weise 12—13 Proben. Diese schmilzt man in einer Kelle zusammen ein, giesst das flüssige Blei auf ein Eisenblech zu einer dünnen Platte aus und schneidet von derselben 32 Probircentner ab. Diese werden auf 8 Scherben verschlackt, sämmtliche Bleikönige durch Verschlacken zu einem König concentrirt und dieser abgetrieben. Es dürfen dann in 32 Ctr. nicht mehr als 9,5 Quint oder in einem Ctr. nicht mehr als 0,3 Quint Silber vorhanden sein.

Das raffinirte Blei gehört zu den besten Sorten des Handels, es enthält nur sehr kleine Quantitäten von Antimon und so geringe Spuren von Kupfer, Eisen und Zink, dass bei Anwendung von 2 Gramm Blei zur Untersuchung diese Substanzen nicht mehr nachgewiesen werden konnten. Da jedoch nach Angabe von Bleiweissfabrikanten selbst Spuren von Kupfer sich bei der Fabrikation von Bleiweiss bemerklich machen, so werden bei Untersuchung des Pattison'schen Bleies im Clausthaler chemischen Laboratorium stets 50 Gramm angewandt, um den Kupfergehalt möglichst genau bestimmen zu können. Es ergab sich die Zusammensetzung des Bleies wie folgt:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.
Blei	99,955	99,897	99,935	99,937	—	—
Antimon	0,016	0,040	0,017	0,016	0,033	0,025
Kupfer	0,017	0,020	0,026	0,026	0,012	0,017

	a.	b.	c.	d.	e.	f.
Zink	0,009	0,008	0,009	0,009	Spr.	Spr.
Eisen	0,003	0,035	0,013	0,012	0,004	0,004

a) und b) nach Streng; c) nach Eich; d) nach Streng; e) nach Weyand mit 0,25 Quint Silber; f) nach Weyand, stammt aus einer Periode, in welcher Werkblei vom 2ten Steindurchstechen mit verarbeitet wurde.

Zur Vergleichung dieses Harzbleies mit anderen geschätzten Bleisorten des Handels mögen folgende Analysen von Streng dienen:

	a.	b.	c.	d.	e.	f.
Blei	99,907	99,952	99,935	99,9660	99,9800	99,8920
Antimon	0,053	0,007	0,007	0,0260	0,0150	0,0610
Kupfer	0,026	0,026	0,051	Spr.	Spr.	0,0410
Zink	0,001	0,009	0,001	0,0039	0,0008	0,0040
Eisen	0,003	0,006	0,006	0,0041	0,0042	0,0020

a) Eschweiler doppelt raffinirtes Blei; b) und c) Stolberger doppelt raffinirtes Blei; d) Villacher Blei; e) bestes selected englisch Blei; f) Blei von Pirath und Jung.

Bei früheren Versuchen im Walzwerke der Okerschen Messinghütte hatte sich ergeben, dass das Pattison'sche Blei beim Walzen mehr poröse Stellen erhalte, als die übrigen Sorten Harzblei, sich aber in dieser Hinsicht bessere, wenn es zuvor durch Kohlenfeuer hindurchgelassen sei. Zur Prüfung des Verhaltens verschiedener Harzer Bleisorten sind vom Hüttenmeister Beermann im December 1859 Walzversuche in der Okerschen Messinghütte vorgenommen. Es wurden Bleiplatten von 9—10 und 3³/₄—4 Ctr. auf die Weise gegossen, dass man das in einem Flammofen eingeschmolzene Blei durch eine eiserne Rinne in die Form leitete, welche aus Mergel aufgestampft, abgewärmt und seitlich durch Eisenstäbe begrenzt war. Das Blei floss dabei in der Mitte der einen langen Seite in die Form. Beim Auswalzen der grossen Platten bis auf ³/₄ Zoll Dicke zeigten sich bei sämmtlichen Bleisorten in der Mitte der Platten poröse Stellen, und zwar am meisten da, wo der Strom des flüssigen Bleies in die Form gelangte und dann wieder in einiger Entfernung davor, wo die Strömung vermuthlich wieder in die Höhe stieg. Beim noch weiteren Auswalzen zu ganz

dünnen Platten nahm die Porosität nicht zu. Wie aus der nachstehenden Scale hervorgeht, zeigte das Clausthaler Steinblei die wenigste und das raffinirte oder Pattisonblei von Altenau die meiste Porosität. Die Scale ist folgende: Steinblei von Clausthaler Hütte, umgeschmolzenes raffinirtes Blei von Altenauer Hütte, langes Frischblei von Andreasberger Hütte, langes gutes Frischblei von Lautenthaler Hütte, desgleichen von Clausthaler Hütte und raffinirtes Blei von Altenauer Hütte.

Beim Walzen der kleinen Platten von $3^3/_4$—4 Ctr. Gewicht stellte sich folgende Reihe heraus: Steinblei von Clausthaler Hütte, langes Frischblei von Andreasberger Hütte, umgeschmolzenes raffinirtes Blei von Altenauer Hütte, raffinirtes Blei ebendaher, gutes langes Blei von Lautenthaler Hütte, desgleichen von Clausthaler Hütte, umgeschmolzenes Krystallisationsblei von Altenauer Hütte und endlich Krystallisationsblei ebendaher.

Es wird sich ein Blei zum Walzen um so mehr eignen, je dichter dasselbe ist; daraus erklärt sich das günstigere Verhalten des Clausthaler Steinbleies gegen das des raffinirten Bleies, deren specifische Gewichte Streng (siehe §. 52) zu respect. 11,403 und 11,395 gefunden hat. Von dem Grund dieses eigenthümlichen Verhaltens wird in §. 52 beim Frischblei weiter die Rede sein.

2) Reichblei, kommt zum Abtreiben und liefert dabei Abstrich, Glätte, Blicksilber etc. Zur Ermittlung des Silbergehaltes in einem Kessel Reichblei werden mehrere Proben in Ansiedescherben gegossen, diese zusammengeschmolzen, auf einem Eisenblech zu einer dünnen Platte gegossen und davon 1 Probircentner abgetrieben.

Der Abstrich vom Reichtreiben enthielt nach Ernst:

Bleioxyd	67,13
Antimonoxyd . . .	31,10
Zinkoxyd	0,38
Kupferoxyd . . .	Spr.
Eisenoxydul . . .	Spr.
Schwefel	2,23

Frischblei aus der Glätte vom Vertreiben der Reichwerke des 7., 8. und 9. Schliegabschnittes von $185^5/_6$ enthielt nach Streng:

Blei	99,56
Zink	0,16
Eisen	0,04

3) Abzugswerke (Schlicker) und Krätzen, welche auf die oben angegebene Weise auf Krystallisationsblei, Steinblei und Krätzblei zugute gemacht werden. Das Krystallisationsblei geht in langen Mulden, mit der Bezeichnung „Krystallisationsblei", das Steinblei in der gewöhnlichen kurzen Steinbleiform in den Handel. Der arme Bleidreck wird auf die Weise probirt, dass man 4 Ctr. mit Pottasche und Kohlenstaub oder Mehl einschmilzt und den erfolgenden Bleikönig abtreibt. Von reichem Bleidreck nimmt man nur 1 Ctr. Folgende Producte von diesen Arbeiten sind analysirt:

a. Frischblei aus dem armen Bleidreck des 11., 12. und 13. Kessels nach Streng. b. Kesselblei, am 2. April 1856 aus der Batterie hervorgegangen, nachdem 3 Einsätze Saigerwerke von den silberhaltigen Bleikrätzen für sich durchgearbeitet worden, nach Streng. c. Krätzblei nach Streng. d. Desgl. nach Ulffers.

	a.	b.	c.	d.
Blei	98,75	98,74	99,711	99,607
Zink . . .	0,13	0,31	0,004	0,001
Antimon . .	0,70	0,20	0,236	0,371
Kupfer . .	—	0,02	0,041	0,016
Eisen . . .	—	—	0,008	0,006

b. Krätzfrischschlacken a) vom Durchstechen der ersten Krätze nach Bruns. b) von der zweiten Krätze nach Kuhlemann.

	a.	b.
Kieselerde	33,11	18,45
Bleioxyd	29,98	58,74
Eisenoxydul . . .	16,23	4,88
Thonerde	8,31	7,65
Kalkerde	9,07	4,63
Magnesia	1,61	0,83
Zinkoxyd	—	0,64
Antimonoxyd . . .	1,77	1,27
Kupfer	—	Spr.
Schwefel	—	2,51

§. 47. Abtreiben des Werkbleies.

Diesem Processe werden die Werkbleie, wie sie vom Schlieg-, Stein- und Rauchschmelzen kommen, entweder direkt unterworfen, oder nachdem sie durch den Pattisonschen Process vorher angereichert sind. Wesen des Processes.

Wird Werkblei einem oxydirenden Schmelzen in einem Flammofen unterworfen, so bildet sich auf dem Metallbade Bleioxyd, welches bei der convexen Oberfläche des geschmolzenen Bleies an die Peripherie desselben geht und dadurch das Metall in der Mitte dem Sauerstoff wieder zugänglich macht. Sorgt man nun für die gehörige Ableitung des sich immer neu bildenden Bleioxyds vom Rande weg, so bleibt zuletzt nur das wenig oxydirbare Silber zurück.

Die bei Ausführung dieses Processes auf den verschiedenen Hütten vorkommenden Abweichungen bestehen hauptsächlich in Nachstehendem: Abweichungen auf den verschiedenen Hütten.

1) Die Treiböfen haben je nach der Menge des abzutreibenden Bleies einen verschiedenen Durchmesser und letzterer richtet sich wieder nach dem Silbergehalt der Werke. Die silberreichern Werke zur Andreasberger Hütte und die zu Altonauer Hütte durch Pattisoniren angereicherten Werke treibt man auf kleineren Herden ab, als die minder reichen Werke auf den andern Hütten. Je nach der Quantität des überall zum Abtreiben kommenden Werkbleies versieht man die Treiböfen mit einer beweglichen oder einer gemauerten Haube (p. 315). Wo viel Treiben gehen und es auf eine öftere Benutzung des Ofens ankommt, wählt man der schnellern Abkühlung des Ofens wegen bewegliche Hauben.

2) Das Treibherdmaterial besteht ausser auf Andreasberger Hütte, wo man auch Aescher (p.285) mit anwendet, aus Mergel (p. 280), bei dessen Zubereitung geringe Abweichungen vorkommen können (p. 322).

3) Die Perioden beim Abtreiben, namentlich die Abstrichperiode, haben je nach der grösseren oder geringeren Reinheit der Werke eine verschiedene Dauer, und es kommen in dieser Beziehung besonders Abweichungen auf Andreasberger Hütte und auch auf Altenauer Hütte beim Vertreiben des Reichbleies und der Abzugswerke vom Pattison'schen

Processe vor. Die Werke von Andreasberger Hütte sind sehr unrein, in Folge dessen strengflüssiger als auf den übrigen Hütten und erfordern ein schärferes, stechenderes Gebläse, um das Treiben gehörig durch einander zu bringen und die Verflüchtigung und Verschlackung des Arsens und Antimons zu befördern. Nur durch ein anhaltendes, nicht zu scharfes Feuer ist das Antimon durch Verdampfung und Verschlackung zu entfernen. In Folge dessen erhöht sich der Verbrauch an Brennmaterial und die Production an Abstrich. Eine Verunreinigung des Werkbleies durch Antimon und Arsen findet insbesondere noch durch das hier übliche Einträuken reicher Silbererze am Ende der Abstrichperiode statt.

Sobald der Abstrich entfernt ist, wird das Treiben zur Andreasberger Hütte dem der andern Hütten mehr ähnlich, jedoch ist die erfolgende Glätte immer unreiner, erfordert mehr Hitze, um flüssig zu bleiben, und gestattet bei der schärferen Feuerung nicht die Bildung von Glättebatzen. Sie läuft über die Brust auf die Hüttensohle hinab, wird mit einer Schaufel zur Seite geworfen, zerfällt beim Erkalten nicht, giebt also keine rothe Kaufglätte und lässt sich nur schwierig zerkleinern.

Behuf Untersuchung der Werke auf ihren Silbergehalt nimmt man jeden Morgen vor jedem Schmelzofen von den Werkbleistapeln an mehreren Stellen Proben, schmilzt dieselben in einer kleinen Kelle ein und giesst den Inhalt derselben auf eine blanke Eisenplatte zu einer dünnen Platte. Von verschiedenen Stellen derselben schneidet man kleine Stücke weg und treibt 1 Ctr. davon gleich ab.

Verfahren beim Abtreiben.

Das Abtreiben des Bleies wird, nachdem der Treibherd geschlagen worden (p. 322), in nachstehenden verschiedenen, Perioden ausgeführt:

1) Das Einsetzen der Werke. Dieses geschieht, nachdem der Herd rein gefegt ist, durch das Blechloch in der Weise, dass man ²/₃ des Einsatzes in die Hölle und ¹/₃ vors Flammenloch bringt. Die Grösse des Einsatzes variirt auf den verschiedenen Hütten.

Im Allgemeinen sind grosse Treiben bis zu einer gewissen Grenze wegen geringeren Erfolgs von Herd und

Vorschlägen, so wie auch wegen eines geringeren Brennmaterialaufwands vortheilhafter als kleine.

Bei reicheren Werken nimmt man den Einsatz kleiner, damit nicht zu schwere Silberblicke entstehen, welche sich behuf des Feinbrennens schwieriger zerkleinern lassen.

Das Eintragen des zu einem Treiben bestimmten Werkequantums geschieht, im Gegensatze zu dem auf anderen Hütten gebräuchlichen Verfahren des Nachsetzens, auf einmal.

Dieses Nachsetzen hat folgende Vortheile:

a) Es lassen sich auf einem kleinen Herd verhältnissmässig mehr Werke bei einem geringeren Aufwand an Brennmaterial vertreiben. — b. Zum Flüssigerhalten einer kleinern Menge Blei ist eine geringere Temperatur erforderlich, als bei grössern Treiben; in Folge dessen erweicht der Herd weniger und saugt weniger Glätte ein. — c. Das Verhältniss des mit Bleioxyd durchdrungenen Herdes zur Glätte vermindert sich dadurch, dass der Spiegel der flüssigen Masse im Herde fast immer gleich bleibt, und die Oberfläche des Herds kleiner ist.

Dagegen hat dieses Nachsetzen den Hauptübelstand, dass die Glätte und somit auch das Frischblei sehr unrein wird, indem alle fremden Beimengungen, die bei einem einmaligen Aufsetzen meist in den Abzug und Abstrich gehen, von der Glätte aufgenommen werden. Diese Methode ist demnach nur da empfehlenswerth, wo man recht reine Werke hat oder die Glätte nicht auf Frischblei benutzt, sondern beim Hüttenprocesse selbst wieder verwendet. Ein fernerer grosser Nachtheil ist der, dass das Treiben wegen ungleichmässiger Temperatur und dadurch, dass die abstrichähnliche Glätte bei der nöthigen starken Feuerung in die Glättgasse, einfrisst, sehr leicht in schlechten Gang kommt, so dass das Nachsetzen oft längere Zeit unterbrochen werden muss. Das Abfliessen der Glätte wird schon dadurch erschwert, dass die Gasse längere Zeit hindurch in einem Niveau erhalten werden muss, wodurch das auf der einen Seite ersparte Brennmaterial wieder verloren geht, weil während des Nachsetzens stark gefeuert werden muss.

Auf dem Oberharze kommt es hauptsächlich auf die

Darstellung eines möglichst reinen Frischbleies an und ist deshalb hier das Nachsetzen nicht vortheilhaft.

Nach dem Herdmachen werden die Angeln mit den Blättern oder Schneppern (p. 318) zur Winddirection eingesteckt, die Haube aufgesetzt und ringsum verschmiert, die blecherne Esse über das Glättloch gebracht, das Blech bis auf 6″ niedergelassen und die Feuerung begonnen.

2) Einfeuern der Werke. Diese Operation bezweckt das Abwärmen des Herdes und das Einschmelzen des Werkbleies bei allmählich steigender Temperatur. Durch fortwährendes Unterhalten der Feuerung sucht man diese Periode möglichst abzukürzen, was hauptsächlich dadurch geschieht, dass man das Holz im Ofen zuweilen auflockert und die durch den Rost gefallenen Kohlen aus dem Aschenfall zieht. Die Construction des Windofens und die Qualität der Waasen sind hierbei von grossem Einfluss.

Das Einfeuern der Werke ist eine Art Saigerung, wobei das reine Werkblei ausschmilzt, während die beigemengten minderflüssigen Stoffe als ein Ueberzug das Metallbad bedecken. Derselbe enthält dem Werkblei beigemengte Schwefelungen (Pb^4S, Pb^2S, Cu^2S, FeS, SbS^3), bei dem Luftzutritt gebildete Oxyde (PbO, CuO, Fe^2O^3, NiO, AgO) und Salze (3 PbO, SbO^5; 3 PbO, AsO^5; PbO, SO^3), mechanisch eingemengtes Werkblei, Herdmasse und ausserdem alle Unreinigkeiten, welche beim Auskellen der Werke aus dem Stechherde in dieselben gekommen sind. Da in der Masse noch verhältnissmässig wenig Bleioxyd vorhanden, so ist sie strengflüssig.

Zuweilen scheiden sich aus dem Abzug vollständig ausgebildete Würfel von Schwefelblei aus, ähnlich wie in Ofenbrüchen[1]).

Sind die Werke sehr unrein, wie z. B. die Unterharzer, so wird diese mussige oder sandige Masse unter dem Namen Abzug mittelst eines angespiessten runden Streichholzes durch das Glättloch vom Metallbade abgezogen; bei reinern Werken, wie es die Oberharzer sind, bleibt der

1) Freiberg. Berg- und Hüttenm. Ztg. 1859. pag. 246.

Ueberzug während des Einfeuerns unbeachtet. Steinwerke geben eine stärkere Kruste, als Schliegwerke.

3) Weichfeuern der Werke. Die genannte Kruste, hauptsächlich aus Schwefelungen des Eisens, Kupfers, Antimons und Bleis bestehend, wird nun durch anhaltendes verstärktes Feuern bei gleichzeitiger Anlassung des Gebläses verschlackt und zum Fluss gebracht. Man lässt jeden der beiden Bälge anfangs nur etwa 4mal in der Minute umgehen, um den Ofen durch die kalte Luft nicht zu sehr abzukühlen, später wohl 6—8mal. Die Blätter werden mittelst der Angeln so gerichtet, dass beide Bälge hinten an der Blechseite wegblasen. Auch kommt man dem Gebläse dadurch zu Hülfe, dass man die Kruste mit einem langen Meissel (Silbermeissel Taf. VI, Fig. 104) vom Blechloch ab nach der Hölle zu schiebt (Spiegelschieben) und so in den heissesten Punkt bringt.

Das Feuern geschieht in kurzen Zwischenräumen mit 4—6 Waasen, bis der Ueberzug (Abstrich) dünnflüssig geworden und das Metallbad in treibende Bewegung versetzt ist, und schreitet man dann zum Abziehen des ersteren. Damit beginnt

4) Die Abstricharbeit. Man zieht mittelst des oben bezeichneten Streichholzes die flüssige Kruste (Abstrich, schwarze Glätte) jedesmal in Quantitäten von etwa 2 Centnern lose vom Metallbade und macht dazwischen Pausen, um ihre Bildung (das Zuschlacken) von neuem ein treten zu lassen. Das Abziehen wird dadurch erleichtert, dass man durch das Glättloch angefeuchtete Kohlenlösche in den Herd wirft, welche ein Aufblähen des Abstrichs herbeiführt, so dass er, ohne viel Werkblei mitzunehmen, leichter entfernt werden kann. Auch lässt man wohl den Abstrich von selbst abfliessen, wie zu Clausthaler Hütte.

Der erste Abstrich ist schaumig schwarz, unvollkommen metallisch oder meist glasglänzend, dann geht er in Grau und zuletzt in Grün über und wird sehr fest, dicht und spröde. Er enthält ausser mechanisch eingehülltem Werkblei und Bleioxyd fast alle leicht oxydirbaren Metalle (*Zn, Fe, Sb, As*), welche im Werkblei vorhanden waren und zwar theils im oxydirten, theils im geschwefelten Zustand. Namentlich

concentrirt sich darin das Antimon, und wohl wegen des Schwefelgehalts auch das Kupfer und Silber mehr, als in der Glätte. Bodemann fand auch einen Wismuthgehalt von etwa 1 Prct. darin (Bgwkfr. III, 289).

Nach Fournet bildet sich beim Weichfeuern zuerst Bleioxyd, welches die Eigenschaft hat, als den zweiten Hauptbestandtheil des Abstrichs Schwefelantimon und Schwefelarsen aufzunehmen. Letztere Verbindungen (Oxysulphurete) vermögen dann wieder Schwefelkupfer und Schwefelsilber in die Verbindung hineinzuziehen. Wird der Abstrich geröstet, so verschwindet die schwarze Farbe, indem die Schwefelungen zersetzt werden.

Sobald nun die Farbe des ersten Abstrichs in ein Grünlichbraun und die mussige Consistenz in eine zähe übergegangen ist, so sind die schwerschmelzigen Oxyde des Zinks, Eisens und Kupfers meist entfernt, und der folgende Abstrich besteht fast nur noch aus Bleioxyd und antimonsaurem Bleioxyd. Je mehr sich das Antimon abscheidet, um so deutlicher tritt die gelbe Farbe des reinen Bleioxyds (Glätte) hervor; die dem Abstrich eigenthümliche zähe, schlackige Beschaffenheit verschwindet und geht in einen kurzen, heissgrädigen Zustand über. Die Masse fliesst nicht mehr ganz dünn bis auf die Hüttensohle hinab, sondern pflegt schon an der Ofenbrust zu erstarren. Sobald diese Erscheinungen eintreten, sieht man die Abstricharbeit als beendigt an, lässt die Temperatur sinken und das Gebläse langsamer umgehen.

5) Glättarbeit. Nach gehöriger Reinigung der Brust vom Abstrich wird in derselben mittelst eines Meissels an der Höllenseite, wo anfangs die meiste Glätte liegt, eine Rinne (Glättgasse) gemacht, deren Niveau mit dem Metallspiegel egal sein soll, so dass der Abfluss der Glätte nach dem Stillstand des Gebläses aufhört, beim Spiel desselben aber die Glätte durch die Glättgasse getrieben wird (das Schwalen).

In der Glättperiode sind nun folgende drei Punkte hauptsächlich wahrzunehmen:

a) Die Feuerung. Während des grössten Theils der Glättarbeit hält man die Temperatur so mässig als möglich, um den Verlust an Blei und Silber durch Verflüchtigung

und Einziehen in den Herd zu beschränken und das Einfressen des Bleioxyds in die Glättgasse zu verhüten, wobei sehr leicht Werkblei ausfliesst. Bei zu kaltem Treiben geht der Process zu langsam; es entsteht silberreiche Glätte und diese wird der Gasse vom Gebläse nicht gehörig zugetrieben.

Bei dem nicht zu vermeidenden Einsaugen des Bleioxydes vom Herde gegen und bis zum Ende des Processes zeigt sich die Erscheinung des sogenannten Herddranges oder Herdtrankes. Am ganzen Umfang des Glättrandes zeigt sich ein Blasenwerfen, hauptsächlich von der entweichenden Kohlensäure und Feuchtigkeit des Herdmaterials herbeigeführt. Mit kleiner werdender Peripherie rückt diese Erscheinung dem Mittelpunkt immer näher, und man sucht dann das Blicken so lange zu verzögern, bis der Herddrang aufgehört hat oder, wie man sagt, bis er zugegangen ist. Der Herddrang verzögert also das Blicken. Eine zu heftige Gasentwicklung deutet auf eine zu hohe Temperatur, oder sie kann auch hervortreten, wenn die Fugen zwischen den Barnsteinen des Steinherdes sich mit Mergel zugesetzt haben, so dass der Wasserdampf nicht nach unten entweichen kann. Bei zu starkem Blasenwerfen, womit ein starkes Einsaugen von Bleioxyd verbunden ist, legt man wohl die Glättgasse etwas zu, um hinreichend Glätte anzusammeln und ein Ausfliessen von Silberkörnern zu vermeiden.

Im Allgemeinen muss zu Anfang der Glättbildung noch stark, nach Beginn des Treibens schwächer und zuletzt wieder stärker gefeuert werden, weil wegen der Concentration des Silbers und der fortschreitenden Verringerung des Bleies das Metall immer strengflüssiger und der Ofenraum grösser wird. Zur Beurtheilung der richtigen Temperatur im Ofen dienen die Farbe und der Flüssigkeitsgrad der Glätte. Die Temperatur ist zu niedrig und es muss eingeschürt werden, wenn die Glätte mit brauner Farbe träge ausfliesst und in abgerissenen Partien auf die Hüttensohle gelangt. Bei weisser Farbe, lebhaftem raschen Ausströmen und bedeutendem Rauch über dem Metallbade ist die Temperatur zu hoch.

b) Die Windführung. Beim Beginn der Glättperiode dreht man die Blätter so, dass der Wind aus beiden Kannen

nach entgegengesetzter Richtung bläst und so die Glätte von zwei Seiten der Gasse zuführt. Erstere lässt man vor der Ofenbrust auf der mit eisernen Platten belegten Hüttensohle sich in Klumpen (Bruststücken, Batzen) von 22—28 Ctr. Gewicht ansammeln, die dann mittelst eines Hebels an die Seite geschafft werden. Nachdem 2—3 solcher Batzen erfolgt sind, ändert man die Richtung der Windströme in der Weise ab, dass sie sich hinter der Spur kreuzen, während zugleich die Gasse an die Windofenseite der Brust gelegt wird.

In der Abstrichsperiode findet etwa ein 10maliger, bei Eintritt der Glättperiode ein 5maliger, in der Glättperiode ein 7maliger und kurz vor dem Blicken ein 8maliger Balgwechsel pro Minute statt.

c) Die Führung der Glättgasse. Die Glätte bedeckt im Anfang das ganze Treiben. Das Ablassen derselben durch die Glättgasse muss mit der Vorsicht geschehen, dass das Metallbad nie ganz davon entblösst wird, sondern stets ein Glättrand von etwa 1½′ Breite bleibt. Diesen hat der Arbeiter sorgfältig zu beobachten. Wird er zu klein, so läuft leicht Werkblei mit aus und er muss durch verstärkten Gebläsewechsel vergrössert werden, auch erfolgt, wenn der Glättstand zu schmal wird, silberoxydreiche Glätte. Das Silber wird nämlich vor dem Gebläse zum Theil oxydirt, das gebildete Oxyd aber, welches in die Glätte übergeht, bei längerem Verweilen auf dem Bade (d. h. bei gehörigem Glättstand) durch das unterstehende Blei wieder reducirt. Ist der Glättstand zu klein, so fliesst es vor der Reduction mit aus. Wird der Rand zu breit, so geht der Process zu langsam, die Temperatur muss auf Kosten von Brennmaterialaufwand und Metallverflüchtigung gesteigert werden, um die Glätte flüssig zu erhalten, und es bildet sich ein stark mit Bleioxyd imprägnirter Herd. Sollten bei zu tief ausgeschnittener Glättgasse Werke mit auslaufen (es geht unrein), so muss sofort ein Damm von frischem, angemengtem Mergel von entsprechender Höhe in die Gasse gesetzt werden.

Während der Bildung der drei ersten Batzen befindet sich die Glättegasse an der Höllenseite; hierauf wird sie aber an der Windofenseite ausgeschnitten, so dass ihre

Richtung gerade nach der Silberspur führt. Ist zu viel Glätte auf dem Treiben, so lässt man wohl eine Zeit lang noch die erste Glättgasse zugleich mit auf.

Sobald die Glätte so weit abgelaufen ist, dass sie die Oberfläche des Silberkuchens nicht gehörig mehr bedecken kann, sondern nur einen netzartigen beweglichen Ueberzug darauf bildet, zwischen dem das Silber bald hier, bald dort mit seinem bedeutenden Glanze durchblickt (das Blumen), so gibt dies eine Andeutung, dass die Periode des Blickens bevorsteht.

6) Das Blicken. Die Glättaugen werden immer grösser, endlich zerreist das Netz und fällt bei der convexen Oberfläche des Silbers dem Rande desselben unter Erzeugung eines hellen Scheines (Silberblick) zu.

Das Blicken findet bei keinem bestimmten Verhältniss von Blei und Silber statt, sondern hängt hauptsächlich von der Temperatur ab. Beim Mergelherde steht das Silber länger auf dem Blick, als bei dem frühern Aschenherde, und wird in Folge dessen feiner.

Die Entstehung des Farbenspiels beim Blicken hat wohl darin seinen Grund, dass der sich immer von Neuem bildende, höchst dünne Ueberzug von Bleioxyd auf dem Silber das Licht durchlässt, welches dann gebrochen und mit einer gewissen Farbe von der Oberfläche des letzteren zurückgeworfen wird. Da bei der convexen Oberfläche des Silbers die Glättehäutchen sich nach dem Rande hin ziehen, so werden sie von der Mitte nach dem Rande zu immer stärker und in Folge dessen treten auch verschiedene Farben in einer gewissen Reihenfolge hervor, abhängig von der Stärke des Ueberzuges. Diese Reihenfolge wiederholt sich so lange, als das am Rande des Metalles eingesogene Bleioxyd sich auf der Oberfläche wieder bildet, was mit dem Feinwerden des Silbers aufhört. Die treibende Bewegung des Werkbleies auf der Kapelle rührt wahrscheinlich daher, dass sich dasselbe oberflächlich abkühlt und die abgekühlte schwerere Schicht nach unten geht, um einer heisseren Platz zu machen.

Nach dem Blicken wird das Gebläse abgestellt, die Windofenthür geöffnet, die Gasse zugelegt, das Silber durch zwei

Eimer heisses und vier Eimer kaltes Wasser, welches mittelst eines hölzernen Gerennes auf den Herd geleitet wird, abgekühlt, mit dem Silbermeissel vom Herde abgelöst, aus dem Ofen gezogen, mit dem Silberhammer gereinigt, abgewaschen, getrocknet und gewogen. Es gehen zur Controle immer zwei Treiben und dürfen die erfolgenden beiden Blicke im Gewichte nur eine gewisse Differenz zeigen (bis zu 7 Loth).

7) Das Ausbrechen des Herdes. Nachdem der Treibofen bei abgehobener Kuppel erkaltet ist, untersucht man den Herd auf Silberwurzeln und Silberkörner, zerschlägt ihn mit Fäusteln und hebt ihn mit Keilhauen aus. Die oberste mit Bleioxyd imprägnirte Kruste von 2—3″ Stärke hat eine strahlige Textur, grosse Dichtigkeit und Härte und kommt auf die Schlieg- und Steinschichten; die darunter liegende, wenig Bleioxyd haltende Schicht (Herdmergel) ist leicht zerreiblich, sandig, mager und wird beim nächsten Herdschlagen theilweise wieder benutzt, theilweise im Krätzpochwerk einer Siebsetz- und Wascharbeit zur Ausscheidung etwa noch eingeschlossener Silbertheilchen unterworfen.

Concentrationstreiben. Auf einigen Hütten setzt man das Abtreiben nicht bis zum Blicken des Silbers, sondern nur bis zu einer gewissen Concentration der Werke (Armtreiben) fort, zapft sie dann durchs Glättloch ab und stellt mit den concentrirten Werken ein Haupttreiben (Reichtreiben) bis zum wirklichen Blick an. Man pflegt dieses Verfahren besonders bei silberarmen Werken anzuwenden, wo dann die beim Armtreiben resultirende Glätte und der Herd keiner Silberextraction weiter bedürfen, während die Producte vom Reichtreiben wieder zur Entsilberung kommen.

Beim Abtreiben jedes Werkbleieinsatzes auf die Feine werden kleine Blicke mit voraussetzlich grösseren Kosten erzeugt, die Trennung der letzten verunreinigenden Bestandtheile erfordert einen ungewöhnlichen Hitzgrad und bei dem grossen Ofenraum längere Zeit bei vermehrtem Silberverlust.

Man hat ein Concentrationstreiben auf den Harzer Hütten versucht, indem man sich davon ein erhöhtes Silber- und Bleiausbringen, eine Ersparung an Brennmaterial, eine Schonung der Treiböfen und eine Abkürzung an Zeit ver-

sprach. Ausser einer mässigen Brennmaterialersparung stellte sich das Probeverfahren nicht günstiger, liess aber als Nachtheile, ausser mechanischen Verlusten beim Abzapfen der Concentrationswerke und dem Erfolg ungleichmässiger, grosser Blicke, hauptsächlich den Mangel einer gehörigen Controle befürchten. Während beim gewöhnlichen Abtreiben zwei gleichzeitig mit denselben Werken begonnene Treiben sich in Betreff des Ausbringens controlliren und man im Falle eines Silberausfalles sofort den Grund davon erforschen kann, so fällt beim Concentriren der Werke eine bedeutende Controle gegen die Arbeiter weg, weil ein Ausfall an Silber erst nach Beendigung des Reichtreibens zum Vorschein kommt (Berg- und Hüttenm. Zeitung 1855, p. 34).

Metallverluste beim Abtreiben.

Beim Abtreiben entstehen Verluste an Silber und Blei. Der Silberverlust wird veranlasst

a) dadurch, dass sich in höherer Temperatur flüchtiges Silberoxyd bildet (Löthrohrverhalten). Das Silber ist an und für sich nicht sublimirbar, wird aber durch andere flüchtige Substanzen, z. B. Blei, Zink, Arsen, Antimon etc., welche im Werkblei vorkommen können, zur Verflüchtigung auf mechanischem Wege disponirt;

b) dadurch, dass sich Silberoxyd bildet, welches gemeinschaftlich mit Bleioxyd in Glätte und Herd übergeht, woraus es nur theilweise wieder gewonnen werden kann.

Nach Fournet wird Silber vom Bleioxyd oxydirt und verharrt mit diesem in Berührung im Oxydationszustande, während freies Silberoxyd sich schon beim gelinden Erhitzen zerlegt. Mit Ammoniak lässt sich der Silbergehalt aus der Glätte ausziehen, was beweist, dass das Silber als Oxyd vorhanden ist und nicht von mechanisch beigemengtem Werkblei herrührt, wogegen auch der meist constante Silbergehalt der Glätte spricht.

Der Bleiverlust entsteht durch Verflüchtigung von Blei und zwar:

a) unmittelbar, indem dasselbe in der vorhandenen hohen Temperatur bei Zutritt der Gebläseluft verdampft. Ein Antimon- und Arsengehalt begünstigt die Verdampfung;

b) mittelbar bei Reduction der Glätte und des Herdes, wobei Flugstaubkammern von gutem Nutzen sind.

Es finden beim Abtreiben und Frischen 8—9% Bleiverlust statt, wovon 2—2½% aufs Frischen kommen.

§. 48. Producte vom Abtreiben.

Blicksilber.

1) Blicksilber, ein noch unreines, brüchiges, einige Procent Blei, Kupfer, Wismuth und Antimon enthaltendes Silber wird feingebrannt. Zuweilen entstehen im Blicksilber Höhlungen, die zur Bildung octaëdrischer Krystalle Veranlassung geben.

Glätte.

2) Glätte, welche je nach dem Stadium des Treibens, worin sie gefallen ist, ein verschiedenes Verhalten zeigt. Sie kann neben Bleioxyd geringe Mengen von Kupferoxyd, Silberoxyd und Schwefelsäure, auch wohl Antimonsäure und Arsensäure enthalten; zuweilen sind Theile der Herdmasse eingemengt. Man unterscheidet

a) die erste unreine, kupferige Glätte, welche sich wegen ihrer Unreinheit weder zum Verkauf, noch zur Darstellung von Frischblei eignet. Sie heisst auch wohl schwarze Glätte, ist mit dem letzten Abstrich fast identisch und geht wieder in die Schmelzarbeiten zurück. Diese erste Glätte hat gewöhnlich eine bräunliche oder grüne Farbe, welche hauptsächlich von einem Eisen- und Kupfergehalt herrührt, daher auch wohl der Name kupferige Glätte dafür.

Dem Ausfall der Treibarbeit zufolge scheint die Verwandtschaft des Bleies und Kupfers zum Sauerstoff fast gleich gross zu sein, da sich vom Anfang bis zu Ende stets ein, wenn auch immer geringer werdender Kupfergehalt in der Glätte zeigt, wodurch dieselbe zwar dünnflüssiger, aber auch strengflüssiger wird. Umgekehrt gilt es nun als Erfahrung, dass Kupfer zum Sauerstoff weniger verwandt ist, als Blei, was besonders Berthier dadurch nachgewiesen hat, dass Kupferoxydul beim Zusammenschmelzen mit Blei letzteres oxydirte. Diesen paradox scheinenden Thatsachen liegt das folgende Gesetz zum Grunde:

Beim Zusammenschmelzen eines unedlen Metalles, (z. B.

Kupfer) mit dem Oxyde eines andern dieser Metalle (z. B. Blei) erfolgt stets wenigstens eine theilweise Oxydation des ersteren, und die relative Menge des gebildeten Oxyds ist abhängig einmal von der relativen Menge des angewandten Oxyds, dann von dem Grade, in welchem sich das Metall electropositiv zum Oxyde und umgekehrt das Oxyd electronegativ zum Metall verhält (Dingl. XXII, 266).

Hiernach kann Kupferoxydul Blei und umgekehrt Bleioxyd Kupfer oxydiren, je nachdem eins der beiden Oxyde in bedeutenderem Ueberschuss vorhanden ist.

b) Arme Glätte, Kauf- oder Frischglätte. Sie bildet sich nach dem Aufhören der unreinen und sieht anfangs im Batzen gelb aus. Sobald dieser erkaltet, springt er in allen Richtungen auf und es bildet sich in den Spaltungen ein rothes, schuppiges, leicht zerreibliches Product (rothe Glätte, Goldglätte), während die rasch erstarrte Kruste ihre Farbe und Cohäsion behält (gelbe Glätte, Silberglätte).

Man glaubte früher, dass die rothe Glätte neben Bleioxyd noch eine höhere Oxydationsstufe des Bleies, die Mennige, enthalte, allein auf analytischem Wege erhielt man kein dieser Annahme entsprechendes Resultat. Schon Fournet (Erdm. J. f. ök. u. techn. Ch. I, 53) beobachtete, dass bei plötzlicher Abkühlung flüssiger Glätte im Wasser Gasblasen entweichen, die er für Sauerstoff hielt. Erst neuerdings hat Leblanc (Dingl. XCVIII, 34) mit Gewissheit dargethan, dass reine Glätte, ähnlich wie geschmolzenes Silber und Kupfer, in flüssigem Zustande bis 90% Sauerstoff aus der Luft absorbirt und diesen beim Erkalten wieder fahren lässt. Indem er nun aus dem äusserlich erstarrten Glättebatzen entweicht, entstehen Spalten, und die Wände derselben werden von dem Sauerstoff auf rein mechanische Weise in obige zerreibliche Masse umgewandelt, wonach gelbe und rothe Glätte als ein und dieselbe chemische Verbindung in einer isomeren Modification, durch Structur und Farbe verschieden, zu betrachten ist, ähnlich wie die glasige und amorphe arsenige Säure, das rothe und gelbe Quecksilberjodid.

Kupferhaltige grüne Glätte absorbirt weit weniger Sauerstoff, als reine und liefert demgemäss auch geringere Mengen rother Glätte.

Die rothe Glätte eignet sich wegen ihrer feinen mechanischen Vertheilung nicht zur Reduction, dagegen wegen ihrer Reinheit und ihres Aggregatzustandes ganz besonders zum Verkauf, wird daher auch wohl Kaufglätte genannt. Sie muss möglichst frei von eingemengten Bleikörnern sein.

Die gelbe, in zusammenhängenden, geflossenen Stücken erhaltene Glätte eignet sich wegen ihrer Consistenz besser zum Frischen, daher ihr Name Frischglätte.

Der Werth der Glätte hängt hauptsächlich von ihrem Kupfergehalte ab. Am reinsten sind die Glätten von Schlieg- und Rauchwerken, kupferreicher die von den Steinwerken. Während aber die Werke von dem ersten Steindurchstechen noch rothe Kaufglätte liefern, so resultirt beim zweiten bis vierten Durchstechen eine unreinere kupferreiche Glätte, welche nur zum Verfrischen genommen wird.

c) Letzte, reiche Glätte. Bei abnehmendem Treiben nimmt der Silbergehalt in der Glätte zu und kann gegen das Ende 3—12 Quint betragen, theils von Silberoxyd, theils (bei schlechtem Gange der Arbeit) von eingemengten Werketheilchen herrührend. Sie wird deshalb weder in den Handel gegeben noch verfrischt, sondern bei den Schmelzarbeiten unter dem Namen Vorschläge zugeschlagen.

Nicht selten zeigt die Glätte, namentlich die letzte, einen mehr oder weniger bedeutenden Wismuthgehalt und nimmt dadurch eine grüne Farbe an. Wird solche Glätte reducirt und die erhaltene Legirung von Blei und Wismuth auf einem Teste abgetrieben, so oxydirt sich zuerst das Blei und saugt sich in die Testmasse ein und es bleibt bleifreies Wismuth zurück. Wird dieses auf einem neuen Test bis zum Silberblicken abgetrieben, so bildet sich nur Wismuthglätte, $Bi^2 O^3$, welche mit schwarzem Fluss reducirt ein sehr reines Metall giebt. Patera[1]) benutzt dieses Verhalten, um

1) Bericht über die erste allgem. Versammlung von Berg- u. Hüttenmännern zu Wien. Wien 1859, p. 93. — Freiberger Berg- und Hüttenm. Zeitg. 1859, Nr. 31.

im Grossen Wismuth vom Blei zu trennen. Wird wismuthhaltige Glätte in einem hessischen Tiegel eingeschmolzen und granulirtes Blei aufgestreut, so giebt das zum Sauerstoff weniger verwandte Wismuthoxyd denselben ans Blei ab und es resultirt ein Wismuthkönig.

Die Glätte erzeugt sich bei Hüttenprocessen in mehreren leicht und scharf zu unterscheidenden Modificationen, nämlich als rothe und gelbe Glätte, wie oben erwähnt, ferner als Glätte in kleinen Polyëdern, als krystallinisch spaltbare Glätte und als Federglätte. Von Hausmann[1]) und Ulrich[2]) sind diese Glättemodificationen in neuerer Zeit näher untersucht worden.

Glätte in kleinen Polyëdern entsteht, wenn man den durch die Glättegasse austretenden Glättestrahl auf einen harten Körper, etwa eine Schaufel fallen lässt, wobei kleine Körnchen von bräunlicher oder grünlicher Farbe und mit polyëdrischer Form umherspritzen. Zuweilen kommen Gestalten vor, welche sich dem Rhombendodekaëder nähern. Diese Polyëder sind keine Krystallindividuen, sondern nur unregelmässige Verbindungen einer unbestimmten Anzahl von Krystallblättchen, deren Formen sich manchmal denen nähern, welche der Federglätte eigen sind.

Gelbe und rothe krystallinische Glätte bildet sich öfters an den vor dem Treibofen entstandenen Glättebatzen an Stellen, welche längere Zeit einer höheren Temperatur ausgesetzt waren, namentlich am Kopf des Batzens, welcher von der aus dem Glättloche entweichenden Hitze am meisten getroffen wird. Hier besonders entsteht eine stängliche und eine krystallinisch-grossblättrige Varietät, welche letztere beim Zerspalten keil- oder pyramidenförmige Stücke liefert. Diese lassen sich wieder in dünne, der Federglätte ähnliche Blätter zerlegen und es scheint diese Modification durch regelmässiges Zusammenwachsen von Federglättekrystallen entstanden zu sein.

Die Federglätte bildet sich wie die vorige Modifica-

---

1) Nachrichten der Götting. Gesellsch. d. Wissensch. 1855, Nr. 4.

2) Freiberger Berg- u. Hüttenm. Zeitg. 1859, p. 40.

tion in Höhlungen des Glättebatzens ebenfalls besonders am Kopfe desselben als eine äusserst lockere Anhäufung durchsichtiger gelber, zuweilen rother, sehr dünner tafelförmiger Krystalle, meist in Begleitung von metallischem Blei.

Nach den Beobachtungen von Mitscherlich, Hausmann und Grailich gehören die Bleioxydkrystalle dem rhombischen Systeme an und es ist kein Grund vorhanden, dem Bleioxyd Dimorphismus zuzuschreiben, da die von Houton La Billardière und Gaultier de Claubry gemachten Beobachtungen von Bleioxydvorkommnissen in regulären Dodekaëdern in Zweifel gezogen werden müssen.

Zuweilen bilden sich Aggregate von grösseren Krystallblättern, welche unter den verschiedensten Winkeln zusammenstossen und dem Spiegeleisen ähnliche Gebilde hervorbringen.

Analysen von Glätte:

	a.	b.
Bleioxyd	97,11	99,69
Kupferoxyd	0,18	0,04
Eisenoxyd	0,19	Spr.
Zinkoxyd	0,07	—
Wismuthoxyd	0,15	—
Antimonoxyd	1,50	0,02
Kieselsäure	0,80	—

a) letzte Glätte von Lautenthaler Hütte nach Franke, b) Rastofenglätte von Clausthaler Hütte nach Brüel.

Abstrich. 3) Abstrich, besteht im Wesentlichen aus $Pb\,O$, gemengt mit $3\,Pb\,O,\,Sb\,O^3$; $3\,Pb\,O,\,As\,O^5$; $Pb\,O,\,S\,O^3$; $Cu\,O$; $Ag\,O$; $Fe^2\,O^3$; eine von Rammelsberg untersuchte Probe hielt 13,89 Proc. Sb. Der unreine schaumige Abstrich vom Anfang, so wie auch der antimonarme gelbe Abstrich vom Ende der Arbeit kommt auf die Schliegschichten; der grünlich schwarze, glasige, dichte, spröde von der Mitte der Arbeit wird auf Hartblei benutzt. Es ist zweckmässiger, den Abstrich beim Schliegschmelzen, als beim Steindurchstechen zuzuschlagen, weil im letzteren Falle demnächst ein antimonreicheres Kupfer aus den Kupfersteinen erfolgt.

Herd. 4) Herd, von Bleioxyd durchdrungene Herdmasse, je nach der beim Treiben herrschenden Temperatur und Dauer

ärmer oder reicher daran. Derselbe hält immer Silber als solches oder als Oxyd, in Verbindung mit Bleioxyd, zurück; namentlich gegen das Ende der Operation nimmt er viel Silber auf. Der Herd enthält deshalb mehr Silber als Oxyd, als die Glätte, weil das Silberoxyd darin weniger mit metallischem Blei in Berührung kommt und sich deshalb weniger leicht reduciren kann, als aus der auf dem Metallbad schwimmenden Glätte. Beim Abkühlen des Blicksilbers im Herde durch Wasser schlägt der Silberkuchen leicht Wurzeln in den Herd. Der bleiische Herd wird bei den Schmelzarbeiten wieder zugeschlagen.

5) Treibofenrauch, durch Verflüchtigung von Blei und seiner Verunreinigungen bei hoher Temperatur erzeugt, enthält hauptsächlich Bleioxyd und kohlensaures Bleioxyd, öfters auch antimonsaures, arsensaures, schwefelsaures und kieselsaures Bleioxyd, Aschentheile etc. Treibofenrauch.

Bei seiner grossen Vertheilung und hohen Temperatur lässt sich der Rauch nur schwierig condensiren.

Man hat früher zur Andreasberger Hütte über dem Blechloche der Treiböfen Rauchkammern gehabt, in denen sich jährlich 10—15 Ctnr. Rauch (hauptsächlich kohlensaures Bleioxyd) mit etwa 3 Qt. Silber und 2—3% arseniger Säure absetzten. Derselbe wurde entweder als Malerfarbe verkauft oder wieder verhüttet. Seitdem jedoch eine Vergiftung mit diesem leicht zugänglichen Product vorgekommen, sind die Rauchkammern abgeworfen, was auch für die Treibarbeit zweckmässiger ist. Es war bei ersteren das Blechloch theilweise zugemauert, wodurch der Abzug von Rauch und Flameme gestört wurde, die Oefen füllten sich damit an und das Treiben liess sich nicht so gut übersehen.

b) Brennmaterialasche, wird auf Potasche zum Probiren benutzt (p. 210).

D. Feinbrennen des Blicksilbers.

§. 49. Theorie und Verfahren beim Feinbrennen.

Das Feinbrennen des Blicksilbers ist ein bis zur fast vollständigen Entfernung aller oxydabeln Metalle fortge- Allgemeines.

setzter Abtreibeprocess, welcher wegen des bedeutenderen Brennmaterialaufwandes und der schwierigeren Reinigung seltener im Treibofen, als in der Regel in einem mehr concentrirten Raume vorgenommen wird, indem man das Silber in ersterem nur bis zum Blick kommen lässt. In diesem Zustande enthält es noch einige Procent Unreinigkeiten, Blei, Antimon und Kupfer, welche erstere beiden, so wie auch Arsen, schon in der geringsten Menge das Silber spröde machen, während ein Kupfergehalt der Ductilität desselben äusserst wenig schadet. Zwar könnte man durch einige Minuten längeres Blicken den Feingehalt erhöhen, allein hiermit ist ein mechanischer Silberverlust wegen des zu rapiden Blasenwerfens im letzten Stadium des Treibprocesses verbunden. Auch würde sich das Silber, wenn es zu fein gemacht würde, behuf des Feinbrennens schwierig zerkleinen lassen und zum Einschmelzen einen grössern Brennmaterial- und Zeitaufwand erfordern.

Feinbrennmethoden.

Es sind nun folgende Feinbrennmethoden gebräuchlich:

A. Das Feinbrennen auf beweglichen Herden oder sogenannten Testen, worunter man eiserne Schaalen (Testschaalen) oder eiserne Ringe mit Querschienen (Testringe) begreift, welche mit einem porösen feuerfesten Material als Unterlage für das zu bearbeitende Blicksilber versehen und in eine passende Vertiefung des Feinbrennherdes eingesetzt werden.

Das Einschmelzen etc. des Silbers kann geschehen:

1) Vor dem Gebläse. Dieses Verfahren empfiehlt sich durch den verhältnissmässig geringen Aufwand an Brennmaterial und eignet sich besonders für unreine Blicksilber, die zur Entfernung des Antimons und Arsens einer sehr kräftigen Oxydation bedürfen, wobei aber keine vollständige Feine des Silbers erforderlich ist, z. B. ein Rückhalt an Kupfer bleiben kann. Diese Operation ist jedoch schwierig zu leiten und bei der Anwendung von Gebläseluft ist dem Silber Gelegenheit zur Verflüchtigung gegeben.

2) Unter der Muffel. Diese Methode passt für reinere Blicksilber, die durch eine grosse Menge Blei gegangen sind und auf dem Treibherde reiner geblickt haben. Zwar erfordert sie einen sehr bedeutenden Aufwand an

Brennmaterial, indem nur die strahlende Wärme der Muffel wirkt und stellt sich auch hinsichtlich des Silberverlustes nicht sehr günstig, allein in Bezug auf die Reinlichkeit und Zweckmässigkeit der Arbeit lässt sie nichts zu wünschen übrig.

Auf diese Weise werden in der Clausthaler Münze sämmtliche Blicksilber der Oberharzer Hütten im Betrage von etwa 21,000 Pfund jährlich feingebrannt.

3) Im Flammofen, hinsichtlich des Brennmaterialverbrauchs den früheren Methoden vorzuziehen.

B. Das Feinbrennen auf unbeweglichen Herden in Flammöfen unterscheidet sich vom Abtreiben nur durch die geringeren Ofendimensionen und die Anwendung von Zugluft zur Oxydation der fremden Bestandtheile, welche sich sämmtlich in die Herdmasse ziehen. Dieses Verfahren ist hinsichtlich des Brennmaterialconsums das beste und gestattet die Verarbeitung grosser Quantitäten Silber, bis 20 Ctnr., auf einmal. Bei zweckmässiger Leitung der Arbeit ist der Silberverlust nicht gross. Man kann directe oder auch Gasfeuerung anwenden.

C. Das Feinschmelzen in Tiegeln veranlasst bei reinerem Silber einen geringern Silberverlust und Brennmaterialersparung gegen das Feinbrennen, lässt aber nur die Verarbeitung kleinerer Silberquantitäten zu und ist bei der Zerbrechlichkeit der Tiegel kostspielig.

Leitung des Oberharzer Feinbrennens.

Die Grösse des Einsatzes für jeden Test variirt nach der Quantität der angelieferten Blicksilber; dieselbe beträgt höchstens 42 und mindestens 25—30 Pfd., gewöhnlich aber 35—40 Pfd.

Nach dem Einsetzen des Blicksilbers in den bereits erhitzten Test (p. 329) wird die Feuerung bei mit weichen (tannenen) Kohlen gefülltem Ofen und bei mit Kohlen geschlossener Muffelmündung fortgesetzt. Während beim Feinbrennen weiche, tannene Kohlen bessere Dienste leisten, als harte, so eignen sich letztere mehr zum Zulegen der Muffelmündung, weil sie länger stehen und weniger leicht zerspringen, also weniger zur Verunreinigung des Metallbades Veranlassung geben. Nach 2 Stunden — so lange dauert etwa das Einschmelzen — wird die Muffel geöffnet

und die Metallmasse einige Zeit mit einem eisernen Haken (p. 335) umgerührt, hierauf 1/2 Stunde zugelegt, dann wieder gerührt, und dieselbe Operation in Intervallen von 1/2 Stunde etwa 3mal vorgenommen; dann gibt man die letzte 1/2 stündige Hitze, so dass der ganze Process in etwa 4 Stunden beendigt ist. Im Anfang zeigen sich während des Umrührens Glättperlen auf dem Metallbade, und die ganze Oberfläche ist trübe; mit vorschreitendem Prozesse verschwinden die Glättperlen, welche man mit dem Rührhaken der Peripherie zuschiebt, immer mehr, die Oberfläche wird immer glänzender und sobald sich die oben bezeichneten Zugöffnungen in der Muffel vollkommen darauf abspiegeln, so ist die gehörige Feine vorhanden. Man lässt alsdann nach einiger Abkühlung auf die Oberfläche des Silbers Wasser laufen, und sobald jenes zu spratzen (blumen) anfängt, hält man die Oberfläche durch Rühren mit einem Haken stets offen, um ein Wegschleudern des Silbers möglichst zu verhüten. Ehe man Wasser aufgiesst, lässt man die Oberfläche des flüssigen Silbers vom Rande nach der Mitte zu so weit erstarren, dass etwa ein Raum, wie ein Thaler gross, noch flüssig bleibt. Unter diesen Umständen blumt nämlich das Silber am besten, das aus der Mitte emporsteigende Metall überzieht die ganze Oberfläche und somit die kleinen Silberkörnchen, welche auf derselben lose herumliegen und leicht verloren gehen würden. Nach gehöriger Abkühlung wird das Silberstück mit einer Zange aus dem Test genommen, von anhaftenden Aeschertheilen gereinigt und abgelöscht, nachdem vorher Proben von oben und unten zur Untersuchung auf die Feine genommen sind.

§. 50. Producte vom Feinbrennen.

Brandsilber.

1. Brandsilber mit 15 Lth. 16 1/2 Grän bis 15 Lth. 17 Grän Feingehalt pro Mark oder mit 99,48—99,65% Silber, welches von der Münze zu 29 Thlr. 19 Ngr. das Zollpfund angenommen wird.

Jordan hat in den vorzugsweise aus blendigen Erzen erfolgenden Lautenthaler Brandsilbern, welche von den Oberharzer Silbern die weichsten sind, einen freilich nicht

scheidungswürdigen Goldgehalt von 9 Richtpfennigtheilen (1 Mk. = 65,536 Richtpfennigtheile) im Werth von etwa 8 Pf. in der Mark gefunden [1])

Am härtesten sind wegen ihres Arsen- und Antimongehaltes die Andreasberger Brandsilber. Auch geringe Schwefelmengen machen das Silber spröde.

Als ein Zeichen der hinreichenden Reinheit des Brandsilbers sieht man das sogenannte Spratzen (Blumen) an, die Erhebung von Metallvegetationen auf der beim Abkühlen des Silbers bereits erstarrten Oberfläche. Man schrieb diese Erscheinung, ähnlich der beim Wismuth und Kupfer beobachteten, früher einer rein physikalischen Ursache zu, nämlich der durch die äussern Theile des Metalls im Augenblick der Erstarrung hervorgebrachten Contraction gegen die innern noch flüssigen Theile, wodurch ein Hervorpressen der letzteren verursacht werde. Später entdeckte aber Lucas [2]) die merkwürdige Eigenschaft des Silbers, beim Schmelzen in Berührung mit Luft wenigstens das 20fache Volum Sauerstoff aus derselben aufzunehmen und ihn beim raschen Erstarren fahren zu lassen, wobei durch die heftige Gasentwicklung ein Theil des flüssigen Silbers mit in die Höhe gerissen wird. Dass wirklich Sauerstoff entweicht, lässt sich leicht dadurch zeigen, dass Kohlenstaub äusserst lebhaft verbrennt, wenn man ihn während des Spratzens eines Brandstückes auf die spratzende Stelle wirft. Dasselbe beweisen auch Rose's neueste Versuche [3]), wonach Silber unter einer Decke von Salpeter geschmolzen spratzte, dagegen nicht unter einer Kochsalz- oder Pottaschendecke.

Nach Plattner (Röstprocesse p. 123) lassen sich die Erscheinungen beim Spratzen aus der Eigenschaft des Silbers erklären, sich bei einer gewissen hohen Temperatur mit dem Sauerstoff der Luft zu Silberoxyd zu verbinden. Bei sinkender Temperatur kann das Silberoxyd als solches nicht bestehen, dasselbe giebt seinen Sauerstoff wieder ab

1) Harzfreund Nr. 37 u. 38. 1832.

2) *Karst.* Arch. 1. R. IV, 318. — *Erdm. J.* f. ök. u. techn. Ch. I, 487; II, 395; X, 286.

3) *Erdm. J.* f. pract. Ch. Bd. 38. p. 423. — Bgwkfr. X, 546.

und zwar unmerklich bei langsamer Abkühlung, dagegen unter der Erscheinung des Spratzens rapide, wenn die Abkühlung so rasch erfolgt, dass das Silber auf der Oberfläche erstarrt, während es im Innern noch flüssig ist. Es wird dann die erstarrte Rinde von dem im Innern enthaltenen Sauerstoff, der bei fortschreitender Abkühlung mit einem Male frei wird, durchbrochen.

Es scheint das Silberoxyd in dem metallischen Silber bei hoher Temperatur so vertheilt zu sein, wie das Kupferoxydul im übergaaren Kupfer. Behandelt man Feinsilber auf der Kapelle vor dem Löthrohr eine Zeitlang in der Oxydationsflamme, so bildet sich ein Gemenge von metallischem Silber und Silberoxyd, welches in unvollständig geschmolzenem Zustande obenaufschwimmt. Wird flüssiges Feinsilber, welches beim Einschmelzen Gelegenheit gehabt hat, Sauerstoff aufzunehmen, in dünne Barren gegossen, so bleibt in Folge der raschen Abkühlung ein Theil Sauerstoff zurück und macht das Silber so spröde, dass dasselbe bei mechanischer Bearbeitung rissig wird, welches Verhalten wohl durch eingemengtes Silberoxyd hervorgerufen werden dürfte.

Das Spratzen, wobei man nicht selten eine schöne Krystallbildung beobachtet, lässt sich vermeiden, wenn man das Silber so langsam abkühlt, dass dasselbe auf der Oberfläche nicht eher erstarrt, als in der Mitte, wo dann der Sauerstoff entweichen kann; ferner wenn man einen Holzstab in das noch flüssige Silber steckt und dann dasselbe erstarren lässt; auch durch Aufwerfen von Holzkohlenlösch wirkt man dem Spratzen entgegen.

Ein Goldgehalt hindert, wenn er nicht zu bedeutend ist, nach Levol (Dingl. Bd. 98. S. 288) das Spratzen nicht, wohl aber ein Blei- und Kupfergehalt, was darin seinen Grund haben soll, dass das in der Testmasse enthaltene Kupferoxydul beim Erkalten des Silbers den absorbirten Sauerstoff aufnimmt und sich in Oxyd verwandelt.

Nach demselben entbindet sich der Sauerstoff aus dem flüssigen Metall sehr rapide, wenn man Gold im geeigneten Verhältniss zusetzt (Berg- und Hüttenm. Ztg. 1853. p. 236).

Nach Regnault zersetzt das geschmolzene Silber den Wasserdampf und absorbirt dessen Sauerstoff (Pogg. Ann. LXVIII, 283).

2) Testasche, welche neben mechanisch beigemengtem und etwas oxydirtem Silber die Oxyde der das Blicksilber verunreinigenden Metalle enthält, z. B. Blei, Kupfer, Antimon etc. Ausserdem zeichnet sie sich durch einen Wismuthgehalt aus, welcher dadurch abgeschieden werden kann, dass man die Testasche mit schwarzem Fluss schmilzt, den hierbei resultirenden wismuthhaltigen unreinen König in Salpetersäure löst, die Lösung mit Wasser versetzt, und das abgeschiedene, getrocknete basisch salpetersaure Wismuthoxyd mit schwarzem Fluss reducirt. Testasche.

Wie bereits (p. 452) angegeben, oxydirt sich das Wismuth schwieriger, als Blei und bleibt deshalb mehr im Blicksilber zurück.

Wegen ihres oft bedeutenden Silbergehaltes geht die Testasche in die Schmelzarbeiten zurück, nachdem man den mit Metalloxyden imprägnirten Theil von dem unverändert gebliebenen durch Sieben abgeschieden hat. Silberkörner und Silberwurzeln, die hierbei zum Vorschein kommen, setzt man beim nächsten Feinbrennen wieder zu.

Die Münz- oder Brennhauskrätze wird in Tonnen zur Hütte geliefert und bei der Steinarbeit des 7. bis 9. Durchstechens mit verschmolzen. Der Erfolg an Silber und Glätte kommt der Clausthaler und Andreasberger Kirchencasse und der Zellerfelder Kämmerei zu Gute, jährlich 23 Pfd. Silber und 32 Ctnr. Kaufglätte.]

Principmässig ist beim Feinbrennen pro 1000 Pfd. Blicksilber ein Abgang von 75 Pfd. = $7^1/_2$% gestattet. Bei den Clausthaler und Andreasberger Blicksilbern bleibt der Abgang gewöhnlich unter dem Princip, während dagegen bei den Altenauer und Lautenthaler Blicksilbern ein grösserer, als der principmässige Abgang stattfindet, und zwar auf ersterer Hütte seit Einführung des Pattison'schen Processes, weil bei dem damit verbundenen Reichtreiben dickere und unreinere Blicke erfolgen. Zur Lautenthaler Hütte ist trotz der dünneren Blicke der Abgang grösser. Ausweis.

In den fünf Jahren $185^4/_5$—$185^8/_9$ sind von 101559, 14 Pfd. Blicksilber 94408, 31 Pfd. Brandsilber oder in einem Jahre von 20311,83 Pfd. Blicksilber 18881,66 Pfd. = $92,95\,^0/_0$ Brandsilber erfolgt. Man verbraucht jährlich etwa 80 Karren à 10 Mss. Kohlen und 10 Mltr. Holz, letzteres zum Anfeuern der Muffeln und zum Trocknen der Teste. Für 1 Pfd. feinzubrennen werden 2 Ngr. bezahlt. Beim Feinbrennen sind zwei Mann beschäftigt, ein dritter besorgt das Testschlagen und die Vorarbeiten und hilft gemeinschaftlich mit einem vierten beim Bearbeiten und Reinigen der Brandstücke. Die grossen Oefen erfordern weniger Brennmaterial und gestatten wegen der darin herrschenden grösseren Hitze ein rascheres Feinen, als die kleinen.

E. Glättefrischen.

§. 51. Theorie und Verfahren.

Theorie. Die in Stücke zerschlagene gelbe Frischglätte (p. 462) bedarf, um in metallisches Blei übergeführt zu werden, nur eines reducirenden Schmelzens im Schachtofen mit Holzkohlen, wobei man zur Bildung der Nase und zum Schutze des reducirten Bleies im Herde gegen die Gebläseluft geringe Mengen von Glättfrischschlacken mit aufgiebt. Die

Frischöfen. Glättefrischöfen machte man früher immer als Spuröfen mit verdecktem Auge zu (p. 309), um einen Zutritt der Luft zum glühenden Blei im Vorherde, sowie ein Durchblasen möglichst zu verhüten. Zur Clausthaler Hütte hat man jedoch diese complicirtere Art des Zumachens neuerdings verlassen und mit gutem Erfolg die Sumpfofenform (p. 305) gewählt. Der Herd wird etwas grösser, als bei Schliegöfen gemacht. Durch Erhöhung der Oefen und durch Anwendung von Kokessteinen beim Zumachen sind längere Campagnen, als früher, möglich geworden; es entstehen weniger und ärmere Schlacken und der Bleiverlust ist herabgegangen.

Schmelzverfahren. Die Arbeiten beim Schmelzen gleichen denen beim Schliegschmelzen (p. 383), nur wird das Aufgeben von Kohlen und Satz in der Weise zweckmässig ausgeführt, dass

man die Schlacken an die senkrecht niedergehende Hinterwand setzt, davor die Kohlen und an die Seiten und auf dieselben Glätte. Letztere reducirt sich dann gleichmässiger und gelangt weniger vor die Form, wo sie die Nase leicht wegschmilzt und sich mehr Blei verflüchtigt. Giebt man der Hinterwand Böschung, so befördert man das Herabgleiten der Glätte vor die Nase. Das Schmelzen geht erwünscht, wenn bei dunkler Gicht — dieselbe ist bei den erhöhten Ofen jetzt leichter dunkel zu erhalten — und dunkler 6—8″ langer Nase eine zähe Schlacke erfolgt. Wird dieselbe zu hitzig, dünnflüssig, so bricht man an Satz ab. Bei sehr starkem Glättesatze schwimmt auf dem Frischblei Glätte. Das letztere wird, wenn der Vorherd voll ist, in den Stechherd abgestochen, nach einiger Abkühlung durch Aufgiessen von 1—2 Eimer Wasser abgeschäumt und in eiserne Pfannen von verschiedener Gestalt gegossen, wo dann noch vor dem Erstarren die auf der Oberfläche sich bildende, Unreinigkeiten enthaltende Haut (**Bleidreck**) mehrmals bis zum Blankwerden des Bleies abgezogen wird.

Principmässig müssen aus der Glätte 88% Blei ausgebracht werden; was man darüber erhält, wird dem Schmelzer besonders vergütet. Im Winter pflegt das Ausbringen grösser zu sein, als im Sommer, was in der Zufälligkeit seinen Grund hat, dass man zur Verhütung des Stäubens die Glätte beim Abwiegen mit Wasser begiesst, was im Sommer mehr nöthig ist, als im Winter. Man kann auf 1 Ctr. Glätte 1 Pfd. Wasser rechnen.

§. 52. Producte vom Glättefrischen.

Beim Glättefrischen erfolgen:

1) **Frischblei** mit geringen Mengen von Kupfer, Antimon, Arsen, Eisen, Zink und Silber. Frischblei.

Schlieg- und Rauchblei, die besten Sorten, halten höchstens ½ Prct. Antimon und Kupfer. Beide Sorten gehen gemeinschaftlich mit dem Steinblei vom ersten Durchstechen (mit etwa 1 Prct. Kupfer und Antimon) in langen muldenförmigen Stücken (Taf. II Fig. 40) von 128—130 Pfd. Gewicht als gute Frischbleie in den Handel. Das Steinblei vom zweiten

Durchstechen wird unter dem Namen gewöhnliches Steinblei in kurzen abgestumpft pyramidalen Stücken ohne weiter signirt zu sein, abgegeben, dagegen erhält das Frischblei vom dritten und vierten Steindurchstechen, bei derselben äussern Form wie das vorige, zur Bezeichnung seiner geringeren Qualität ein Kupferzeichen (♀).

Nach den Beobachtungen der Bleiweissfabrikanten enthält das Clausthaler gute Frischblei mehr *Cu*, aber weniger *Sb*, als das Lautenthaler, das Altenauer mehr *Cu* und *Sb* als beide, und am unreinsten ist das Andreasberger.

Analysen von Frischblei:

	Blei.	Kupfer.	Antimon.	Eisen.	Zink.	Nickel.
a.	99,12 bis 99,59	0,36 bis 0,72	0,05 bis 0,10	—	—	
b.	99,43	0,02	Spr.	—	—	
c.	99,647	0,122	0,225	0,005	0,001	
d.	99,762	0,055	0,168	0,003	0,012	
e.	99,327	0,288	0,346	0,038	0,001	
f.	97,69 bis 98,51	0,06 bis 0,14	1,00 bis 1,34	0,36 bis 0,88		
g.	99,475	0,475	0,015	0,021	0,015	
h.	98,51	0,14	1.00	0,42		
i.	—	3,621	0,274	0,008	0,003	0,148
k.	—	1,242	0,158	0,008	Spr.	0,082
l.	97,69	0,09	1,34	0,58		
m.	98,40 bis 99,79	0,13 bis 1,44	0,03 bis 0,16	—	—	
n.	99,670	0,070	0,240	0,005	0,015	
o.	—	0,032	0,088	0,004	0,003	
p.	99,262	0,125	0,150	Spr.	0,125	
q.	98,916	0,250	—	Spr.	0,391	
r.	99,70	0,07	Spr.	0,20		
s.	98,48	0,06	1,10	0,36		
t.	99,8531	0,1042	0,0384	0,0043	—	
u	99,51 bis 99,71	0,24 bis 0,44	0,05 bis 0,08	—	—	
v.	97,72 bis 99,36	0,51 bis 2,07	0,04 bis 0,20	—	—	

a—k) **Frischblei von Clausthaler Hütte.**

a) nach älteren Analysen von Jordan. b, c und d) Schliegblei nach Streng. e) desgl. vom Verschmelzen kiesiger Erze nach F. Osann. f) Rastofenblei nach Brüel. g) Steinblei vom 1. Durchstechen nach K. Müller. h) Steinblei vom 2. Durchstechen nach Streng. i) Desgleichen vom

4. Durchstechen, Oberprobe nach Demselben. k) desgl. Unterprobe, von Demselben.

l—m) Frischblei von Altenauer Hütte.

l) Steinblei nach Streng.

m) Frischblei nach älteren Analysen von Jordan.

n—u) Frischblei von Lautenthaler Hütte.

n) Schliegblei nach Streng. o) desgl. nach Dr. Schmidt. p) desgl. nach v. Graba. q) desgl. von der kupferkiesigen Schliegarbeit, nach Dems. r) Schliegblei nach dem Erhöhen des Glättfrischofens erhalten, nach Streng. s) Steinblei nach Streng. t) Schliegblei nach Firnhaber. u) ältere Analysen von Jordan.

v) Frischblei von Andreasberger Hütte, nach älteren Analysen von Jordan.

Die älteren Bleianalysen haben, was in dem angewandten analytischen Verfahren seinen Grund hat, zum Theil einen zu hohen Antimongehalt. Bei der jetzt üblichen Analysirmethode (Berg- und Hüttenm. Ztg. 1859, p. 60) fällt dieser Gehalt geringer aus.

Spec. Gew. des Bleies.

Man hat in neuerer Zeit angefangen, aus dem specifischen Gewichte des Bleies auf dessen Reinheit und Güte zu schliessen, indem bei seinem grossen specifischen Gewichte jede gewöhnliche Verunreinigung dasselbe erniedrigt. Man bedingt in manchen Fällen bei Lieferungen von Blei für bestimmte Zwecke, dass dessen specifisches Gewicht nicht unter 11,2 sei. Reich[1]) hat z. B. an Freiberger Bleisorten den obigen Zusammenhang zwischen dem specifischen Gewichte und der chemischen Zusammensetzung nachgewiesen.

Derselbe giebt das specifische Gewicht des reinen Bleies bei 0°C. gegen Wasser von der grössten Dichtigkeit zu 11,370 an, Karsten dagegen zu 11,389 und Berzelius zu 11,445. Durch Pressen, Hämmern und Walzen nimmt die Dichtigkeit des Bleies ab, weil dasselbe wahrscheinlich dabei kleine Risse erhält.

Bei Untersuchung von Oberharzer Bleisorten hat Streng[2]) den oben ausgesprochenen Satz im Allgemeinen bestätigt

1) Freiberger Jahrbuch für den Berg- und Hüttenmann auf 1860.
2) Freiberger Berg- und Hüttenm. Ztg. 1860, Nr. 13.

gefunden, dass das specifische Gewicht einer Bleisorte um so höher ist, je reiner dieselbe. Nur bei den kupferreicheren Sorten kommen wohl grössere spec. Gew. vor, als die Zusammensetzung vermuthen lässt, und ist darauf wahrscheinlich der Aggregatzustand, das mehr oder weniger krystallinische Gefüge von Einfluss. Auch findet wohl bei der Verbindung des Bleies mit andern Metallen eine Verdichtung Statt (Kopp, Modification der mittleren Eigenschaft). Verschiedene Bleisorten ergaben bei 4°C nachstehende specifische Gew.:

Clausthaler Bleisorten: Schliegblei 11,371—11,41—11,393—11,357—11,358—11,381; Steinblei vom 1. Durchstechen 11,403; Krätzblei 11,383; Hartblei 10,441. Auch ist das specifische Gewicht eines Stückes Schliegblei an verschiedenen Stellen desselben bestimmt worden. Man sägte aus der Mitte eine dünne Platte aus und diese hatte oben 11,347, an der Seite 11,356 und unten 11,386 spec. Gew.; eine Platte, fast am Ende des Stückes ausgesägt, oben 11,349 und unten 11,355 spec. Gew.; das Endstück von der Mulde 11,340 spec. Gew. Von demselben Muldenstück Schliegblei wurde nahe aus der Mitte noch eine dünne Platte ausgesägt, diese unter Talg umgeschmolzen, mitten aus dem erhaltenen Block von oben nach unten eine dünne Platte ausgesägt und an deren oberem und unterem Theil das specifische Gewicht bestimmt. Ersteres war 11,385, letzteres 11,381.

Altenauer Bleisorten: reinstes pattisonsches Blei mit 0,015—0,02% Kupfer und 0,02 - 0,04% Antimon 11,395; Krystallisationsblei aus Bleikrätzen von der Kesselarbeit (p. 448), durch Pattisoniren der daraus zunächst resultirenden armen Krätzwerke dargestellt 11,371; Frischblei aus Glätte von den Abzug- und Krätzwerken und als Steinblei in den Handel kommend 11,395; ordinaires Frischblei vom Verfrischen der Glätte von den Reichwerken 11,368; Krätzblei vom Kesselhüttenbetriebe vom Verfrischen des armen Bleidrecks 11,314; ordinaires Krätzblei aus den Bleidrecken vom Glättfrischen 11,350.

Lautenthaler Bleisorten: Schliegblei 11,387; Steinblei 11,373—11,384—11,39; Krätzblei 11,354; Hartblei 9,360.

Wie bereits angeführt, ist ausser fremden Beimengungen

der Aggregatzustand auf die Dichtigkeit des Bleies von Einfluss und wird deshalb das specifische Gewicht für die Reinheit einer Bleisorte nicht immer massgebend sein. Es kann, wie sich bei den Streng'schen Versuchen herausgestellt hat, das unreine Steinblei ein grösseres specifisches Gewicht besitzen, als das reine Pattison'sche Blei (p. 447). Auf die Dichtigkeit des Bleies ist vielleicht von Einwirkung die Gestalt der Gussform und danach der zu giessenden Stücke, welche auf das mehr oder weniger rasche und gleichmässige Erstarren einen Einfluss ausübt. Die kurzen, dicken Steinbleistücke zeigen bei stark eingesunkener Oberfläche im Innern weniger Poren, als die langen muldenförmigen Stücke von Pattison'schem und gewöhnlichem guten Frischblei. Wegen der grossen Oberfläche der letzteren erstarrt dieselbe rasch und es entstehen beim nachherigen Erstarren und Zusammenziehen der noch flüssig bleibenden Masse im Innern hohle Räume (Siehe die Walzversuche mit Blei, p. 447.)

Es fehlt noch an Erfahrungen, bei welcher Gestalt der Giessform und welcher Art des Giessens (ob z. B. in horizontalen oder geneigten Formen) Blei von der grössten Dichtigkeit erfolgt. Der Zusammenhang zwischen dem specifischen Gewicht von einem langen Stück ord. Frischblei von Clausthaler Hütte (a) und von Steinblei von Lautenthaler Hütte (b) ergiebt sich aus nachstehender Zusammenstellung:

	a	b
Blei	99,6386	99,6781
Antimon . . .	0,1264	0,0261
Kupfer	0,2143	0,1955
Eisen	0,0207	0,1003
Zink	—	
Specif. Gew. . .	11,357	11,384

Die mit dem Blei sich verbindende Kupfermenge ist nach Reich von der beim Zusammenschmelzen herrschenden Temperatur abhängig, und zwar steigt der Kupfergehalt mit der Höhe der Temperatur. Wird ein kupferhaltiges Blei im Raffinirofen eingeschmolzen, so geht das Kupfer zum grössten Theil in das oberflächlich gebildete

Gekrätz und kann durch das Abziehen desselben entfernt werden. Lässt man das Gekrätz mit dem Blei bei höherer Temperatur längere Zeit in Berührung, so wird von demselben wieder Kupfer aufgenommen, z. B. beim Pattisoniren.

Eisen wird vom Blei nur spurenweise aufgenommen, nach Reich nicht mehr als 0,07%. In den Oberharzer Bleisorten fand Streng höchstens 0,04% Eisen.

Als der höchste Zinkgehalt des Bleies kann nach Richter etwa 1,5% betrachtet werden.

Glättefrischschlacken.

2) Frischschlacken, durch Steinschlacken und durch Verbindung von Bleioxyd mit den Erden des Ofengemäuers und der Brennmaterialasche gebildet, besitzt eine braune bis schwarze und bei Verarbeitung der Glätte vom vierten Durchstechen auch wohl eine rothe Farbe, glasige Beschaffenheit, starken Glanz und ist sehr zähflüssig. Dieselbe wird hauptsächlich bei dem Glättfrischen wieder consumirt, das Uebrigbleibende übergiebt man den Steinarbeiten.

Analyse einer Frischschlacke von Clausthaler Rastofenglätte nach Brüel:

Kieselerde	28,75
Bleioxyd	44,60
Eisenoxydul	6,87
Manganoxydul	0,42
Kupferoxydul	0,21
Antimonoxyd	0,70
Thonerde	8,92
Kalkerde	7,83
Magnesia	0,53

Man hat früher zu Altenauer Silberhütte zur Umgehung des Uebelstandes, dass sich beim Zuschlag der Frischschlacken zu den Steinarbeiten das silberleere Schlackenblei von Neuem silbert und in Folge dessen den mit Metallverlusten verbundenen Kreislauf des Abtreibens, Glättefrischens etc. machen muss, das Umschmelzen der Frischschlacken mit Koks, Holzkohlen oder einem Gemenge von beiden bei Zuschlag von Eisenstein im gewöhnlichen Krummofen und in einem kleinen Rastofen versucht, wobei man im günstigsten Fall 71,7% von 100 in den

Schlacken enthaltenen Bleies ausbrachte. Das ausgebrachte Schlackenblei enthielt nach meiner Untersuchung: 1/2 Lth. Silber im Ctnr. und

Blei,	Kupfer,	Antimon,	Eisen.
98,498.	0,313.	1,192.	0,970.

Da bei diesem Schlackenschmelzen der Materialaufwand nicht unbedeutend ist und wieder Schlacken erzeugt werden, welche doch dem Steinschmelzen zufallen, so ist man wieder davon abgegangen, zumal seit Erhöhung des Glättfrischofens die Schlacken weit ärmer geworden sind, als früher.

3) Bleidreck, besteht aus den vor dem Auskellen aus dem Stechherde und den von der Oberfläche des in die Formen gegossenen Bleies abgezogenen Unreinigkeiten und hält gegen 80% Blei. Derselbe wird vierteljährlich im Glättfrischofen bei dunkler Gicht mit Frischschlacken, Steinschlacken und Schlacken von der Arbeit selbst auf Frischstücke durchgestochen, welche dann beim Absaigern neben kupferiger Saigerkrätze, welche zum vierten Steindurchstechen kommt, Krätzblei liefert. Dieses wird in dieselben Formen, wie das Steinblei gegossen und mit *KB* bezeichnet. Dasselbe krystallisirt leichter und ist weisser, als gutes Frischblei (Erdm. J. f. pr. Chem. I, 120). Streng fand das specifische Gewicht von Clausthaler Krätzblei zu 11,383, und von Lautenthaler Krätzblei zu 11,354. Bleidreck.

Analysen von Krätzblei:

	Blei.	Kupfer.	Antimon.	Eisen.	Zink.
a.	98,24	0,22	1,54	—	—
b.	98,30	0,16	1,20	—	0,10
c.	98,37	0,25	1,38	—	—
d.	99,60	0,016	0,370	0,006	0,001
e.	97,78	0,17	1,00	—	0,23
f.	98,21	0,19	1,44	0,03	Spur

a) Krätzblei von Clausthaler Hütte nach Jordan, b) desgl. nach Streng, c) desgl. von Altenauer Hütte nach Jordan, d) desgl. nach Ulffers, e und f) desgl. von Lautenthaler Hütte nach Streng und Bruns.

4) Flugstaub und Ofenschur, wie beim Schliegschmelzen. Flugstaub.

F. Abstrichfrischen.

§. 53. Theorie und Verfahren.

Zweck. Der grünlich schwarze, dichte, spröde, im Bruche glänzende und muschlige Abstrich aus der Mitte der Abstrichperiode (p. 464) enthält im Wesentlichen antimonsaures Bleioxyd und freies Bleioxyd und giebt beim reducirenden Schmelzen ein in der Technik Anwendung findendes antimonhaltiges Blei (Hartblei, Antimonblei) mit variablem Antimongehalt[1]).

Geschichtliches. Früher schlug man sämmtlichen, bei der Treibarbeit erfolgenden Abstrich bei den Schmelzarbeiten mit zu und führte dadurch das in demselben concentrirte Antimon theilweise wieder ins Blei, wodurch dasselbe in seiner Qualität verringert wurde. Seit Einführung der Hartbleifabrikation ist eine wesentliche Verbesserung des Bleies eingetreten und man hat gleichzeitig das Antimon nutzbar gemacht.

Das erste Hartblei wurde im Jahre 1829 auf Altenauer Silberhütte producirt, in den Jahren 1835 bis 1846 gab man einen Theil des zur Clausthaler und Lautenthaler Silberhütte erzeugten Abstrichs an die Altenauer Hartbleiarbeit ab, richtete aber im Jahre 1847 auf beiden Hütten eine selbständige Antimonbleigewinnung ein. Von 1845 an ist zur Andreasberger Hütte Hartblei fabricirt worden.

Das Hartblei kostete pro Ctnr. anfangs 1 Thlr. mehr, als das Weichblei, und die Nachfrage danach war so gross, dass man auf einzelnen Hütten selbst antimonärmeren Abstrich zur Hartbleifabrication nehmen musste. So stieg z. B. zur Clausthaler Hütte die jährliche Production in den Jahren 1847—1852 auf 1400 Centner.

Da in Folge dessen nur wenig Abstrich in die Schmelzarbeiten zurückkam, so wurde auch der beim Treiben sich bildende neue Abstrich immer ärmer an Antimon und das daraus producirte Hartblei fiel so arm an Antimon aus — mit kaum 8% —, dass er nur zu den Preisen eines un-

---

1) *Kast* über Hartbleigewinnung auf den Oberharzer Hütten. Freiberger Berg- u. Hüttenm. Zeitg. 1859, p. 53.

reinen, ordinairen Bleies anzubringen war und kaum noch Abnehmer fand.

Man nahm deshalb, um wieder ein gesuchtes Product zu erzeugen, weniger und den antimonreichsten Abstrich zur Hartbleifabrikation, wodurch der Zweck vollständig erreicht ist. Die später zu erwähnenden Verbesserungen im Betriebe haben in der Weise zur Concentration des Antimons im Hartblei beigetragen, dass dessen Gehalt für manche Verwendungen, z. B. zum Guss von Pumpenstiefeln zu hoch erscheint, während er für Buchdruckerlettern erwünscht ist. In ersterem Falle muss dann das Hartblei vor seiner Verwendung mit Weichblei zusammengeschmolzen werden.

Eintheilung der Abstricharbeit.

Die Abstricharbeit, wie sie zur Zeit ausgeführt wird, umfasst das Abstrichsaigern und das Frischen des gesaigerten Abstrichs.

I. Abstrichsaigern.

Verfahren.

Diese Operation bezweckt eine Abscheidung des mechanisch im Abstrich eingemengten Werkbleies und eine Anreicherung des Antimongehalts im Abstrich. Der Silbergehalt des aussaigernden Werkbleies fällt verhältnissmässig gering aus, weil durch den Kohlegehalt des Gestübbeherdes immer Bleioxyd reducirt wird. Bei diesem Aussaigern wird auch ein Theil des im Abstrich enthaltenen Silbers durch das Blei mit ausgezogen.

Der Abstrich wird gewöhnlich im Treibofen, auch wohl im Spleissofen, zur Andreasberger Hütte im Steintreibofen und zur Clausthaler Hütte früher auch in dem zum Versuchsschmelzen mit Bleierzen angewandten Flammofen vorgenommen. In dem Treibofen werden in einer Schicht 66 Ctr. Abstrich gesaigert, wonach man den Ofen erkalten lässt; im Versuchsflammofen setzt man dagegen jedesmal nur 33 Ctr. ein, macht dann aber auf demselben Herde mehrere Schmelzungen, wodurch an Brennmaterial und Gestübbe gespart wird. Der von allen Seiten nach der Stichöffnung zu geneigte Gestübbeherd wird mit Waasen belegt und der Abstrich in der Weise darauf gestürzt, dass der grösste Theil davon an der Windofen- und Kannenseite, der kleinere aber in der Hölle zu liegen kommt. Nachdem die

31

gehörige Dünnflüssigkeit bei steter Waasenfeuerung eingetreten ist, lässt man durch Oeffnen des Stichs in der Brust der Glättgasse die geschmolzene Masse in einen Stechherd, worin sich das Werkblei ansammelt, während der Abstrich als schaumige Masse über den Rand des Stechherdes auf die Hüttensohle fliesst. Nach dem Erkalten wird er in faustgrosse Stücke zerschlagen und dem Abstrichfrischen überschwiegeben.

Das ausgesaigerte Werkblei wird mit den Werken vom 4. Bleisteindurchstechen abgetrieben. Der gesaigerte Abstrich enthält den Antimongehalt angereichert, weil einmal das Werkblei ausgezogen, dann ein Theil des Bleioxydes vom Kohlegehalt des Gestübbes und der Brennmaterialunterlage reducirt ist. Antimonsaures Bleioxyd wird schwieriger reducirt.

2. Abstrichfrischen.

Verfahren. Der gesaigerte Abstrich wird mit armen Steinschlacken und Schlacken von der eigenen Arbeit im Glättfrischofen bei dunkler Gicht und dunkler, 6—8 Z. langer Nase reducirt. Die Schlacken sollen zur Nasenbildung beitragen und die Steinschlacken ausserdem das Schmelzen befördern. Der Abstrich ist strengflüssiger, als die Glätte und reducirt sich schwerer, in Folge dessen das Schmelzen langsamer geht und die Production in gleichen Zeiten geringer wird. Während man in 12 Stunden etwa 265 Ctr. Glätte verfrischt, verarbeitet man in derselben Zeit nur 75 Ctr. Abstrich. Man bedient sich dabei statt der Holzkohlen mit Vortheil des Koks, welche bei Hervorbringung einer höheren Temperatur eine ärmere Schlacke geben. Am Besten artet sich ein Gemenge von Koks und Holzkohlen. Das Verhalten der Schlacken zur Beurtheilung des Ofenganges ist weniger deutlich, als beim Glättefrischen, weshalb man dieselben behuf ihrer weiteren Verwendung öfters auf ihren Gehalt prüfen muss. Von Vortheil für das Ausbringen und den Antimongehalt des Hartbleies ist auf einigen Hütten die Erhöhung der Glättefrischöfen gewesen; die Schlackenbildung verminderte sich erheblich und der Bleigehalt der Schlacken sank von 20% und mehr bis auf 6%.

Hat sich der Herdtiegel mit Hartblei angefüllt, so lässt man dasselbe in den Stechherd ab, welchem man bei grösserer Tiefe (18″) einen geringeren Durchmesser, als sonst giebt (10″), um das für die Arbeiter sehr schädliche Qualmen des Hartbleies zu vermindern und dasselbe während des Auskellens hitziger zu erhalten, damit dasselbe homogen bleibt und sich nicht verschiedenartige Legirungen daraus absetzen.

Nach Pontifex und Glasford[1]) krystallisirt beim Schmelzen und Abkühlen von Antimonblei ein antimonhaltigeres Blei aus, während der flüssigbleibende Theil antimonärmerer wird.

§. 54. Producte vom Abstrichfrischen.

1) Hartblei, Antimonblei, Hartblei besitzt wenig oder gar keine Geschmeidigkeit, giebt beim Anschlagen einen hellen Klang und hat einen glänzenden, mehr oder weniger feinkörnigen Bruch. Dasselbe enthält Antimon (oder Arsen), etwas Kupfer, Eisen und Zink, auch geringe Mengen von Silber und wohl Schwefel. Von dem Antimongehalt hängt hauptsächlich die Anwendbarkeit zu verschiedenen Zwecken ab. Während z. B. ein neuerdings erzeugtes Hartblei von Clausthaler Hütte mit 25,4% Antimon zu Gusswaaren, z. B. Pumpenstiefeln etc., sich nicht eignete und einen Bleizusatz erforderte, enthielt ein älteres, zum Guss sehr gut geeignetes Altenauer Hartblei 18,14% Antimon.

Streng fand das specif. Gewicht von Clausthaler Hartblei zu 10,441 und von Lautenthaler Hartblei zu 9,360.

Analysen von Hartblei:

	Blei.	Antimon.	Arsen.	Kupfer.	Eisen. Zink.
a.	85,34	14,06	—	0,50	0,10
b.	77,36	22,75	—	—	—
c.	86,34	12,98	—	0,68	—
d.	83,91	16,01	—	0,04	0,04
e.	80,67	19,21	—	0,06	0,06
f.	79,36	20,57	—	0,04	0,03
g.	88,84	8,16	2,04	0,28	0,48
h.	81,01	17,00	—	0,13	0,22
i.	83,65	16,00	—	0,13	0,30
k.	77,75	21,27	Spr.	0,16	0,42

1) Polytech. Centralbl. 1855, p. 618.

a—c) Von Clausthaler Hütte, a) ältere Analyse; b) neuere Analyse von Erywan Weynen; c) desgl. von Firnhaber, spec. Gew. 10,464; d—h) von Altenauer Hütte und zwar d—f) nach Biewend; g) nach Müller; h) nach Streng; i) von Lautenthaler Hütte nach Streng. Ein von H. Hahn untersuchtes Stück Hartblei mit 9,373 spec. Gew. enthielt 21,88%; k) von Andreasberger Hütte nach Oberbeck.

Streng hat in der Freiberger Berg- und Hüttenmännischen Zeitung 1859, p. 65 ein Verfahren zur Analyse des Hartbleies angegeben, welches den Antimongehalt genauer nachweist, als die früher angewandte Methode, bei welcher leicht antimonsaures Bleioxyd beim Antimonoxyd blieb.

Abstrichfrischschlacken.

2) Abstrichfrischschlacken, welche nach einmaligem Umschmelzen für sich theils zum Abstrichfrischen, theils zur Raucharbeit (p. 408) kommen. Bei ihrer Strengflüssigkeit hat sich ein eigenes Schlackenschmelzen auf Schlackenhartblei nicht vortheilhaft erwiesen.

Flugstaub.

3) Flugstaub, Geschur und Gekrätz, wie beim Glättefrischen.

Zweites Kapitel.

Kupfergewinnung.

55. Allgemeines.

Zweck.

Die Oberharzer Kupferarbeit bezweckt die Zugutemachung von silberarmem Kupferkies (Kupferkiesarbeit) und von silberhaltigen Kupfersteinen (Krätzkupferarbeit), welche bei der Bleiarbeit entstanden sind und deren Kupfergehalt von bei der Aufbereitung nicht völlig abscheidbarem Kupferkies oder von beim Bleischliegschmelzen absichtlich zugesetzten silberhaltigen Kupfererzen (Fahlerzen zu Andreasberg) herrührt. Die Bearbeitung der Erze und Steine geht bis dahin fast einen gemeinsamen Weg, wo die Abscheidung des Silbers beginnen soll.

Im Allgemeinen erfordert das Ausbringen des Kupfers zusammengesetzte Processe, weil die Kupfererze in der

Regel noch andere Metalle, gewöhnlich Eisen, Blei, Arsenik, Antimon, Silber, Zink etc., enthalten, und es zur Gewinnung eines fehlerfreien Metalles durchaus nöthig ist, diese Beimengungen sorgfältig abzuscheiden.

Theorie.

Alle Kupfergewinnung aus geschwefelten Erzen und Producten auf trockenem Wege beruht auf dem chemischen Grundsatze, dass die dem Kupfer beigemengten Metalle, bis auf Silber und Gold, zum Sauerstoff grössere Verwandtschaft haben, als jenes, dass es sich aber mit der Verwandtschaft zum Schwefel umgekehrt verhält. Röstet man nun geschwefelte Kupfererze oder Kupfersteine, so verflüchtigt sich ein Theil Schwefel, Arsen und Antimon, und es bilden sich Oxyde, schwefel-, arsen- und antimonsaure Metallsalze, während ein Theil des Röstgutes unzersetzt bleibt. Wird nun das Röstgut bei Zuschlag von kieselerdehaltigen Substanzen, falls solche nicht schon mit den Erzen einbrechen, einem reducirenden Schmelzen bei einer zweckmässigen Temperatur unterworfen, so reducirt sich das Kupferoxyd zu Kupfer, das schwefelsaure Kupferoxyd zu Schwefelkupfer — bei rasch und schnellsteigender hoher Temperatur bildet sich mehr Schwefelkupfer aus dem schwefelsauren Kupferoxyd, bei dunkler Rothglühhitze entsteht unter Entwickelung von schwefliger und Kohlensäure metallisches Kupfer — und beide geben dann in Vereinigung mit den unzersetzten Schwefelungen einen neuen Stein (Rohstein), in welchem sich alles Kupfer, stets als Cu^2S vorhanden concentrirt hat. So lange die Beschickung noch mehr Schwefel enthält, als das Kupfer zu seiner Verbindung bedarf, geht nichts davon in die Schlacken, sondern alles in den Stein, indem entweder das Kupferoxyd reducirt wird oder sich mit dem Schwefeleisen zu Schwefelkupfer und Eisenoxydul umsetzt. Die fremden Metalloxyde werden von der Kieselsäure verschlackt.

Waren im Röstgute Antimon- und Arsenverbindungen vorhanden, so erzeugt sich durch Reduction der antimonsauren und arsensauren Salze eine Speise.

Der Zweck des Röstens und reducirenden Schmelzens ist nach Vorstehendem, einen Theil der fremden Beimengungen zu verflüchtigen und einen andern zu verschlacken, sämmt-

liches Kupfer aber an Schwefel gebunden in einem Stein zu concentriren. Durch wiederholte Röst- und Reductionsprocesse mit dem Stein wird unter Verflüchtigung des Schwefels ein unreines Kupfer (Schwarzkupfer) erzeugt, welches man durch ein oxydirendes Schmelzen von den beigemengten Metallen befreit (Gaarmachen).

Schacht- und Flammofenschmelzen. Die Kupfergewinnungsmethoden, denen obige chemischen Thatsachen zum Grunde liegen, unterscheiden sich nur durch die Schmelzapparate, in denen sie ausgeführt werden, nämlich in Flammöfen oder Schachtöfen. Die Wahl zwischen beiden Methoden hängt hauptsächlich von dem zu Gebote stehenden Brennmaterial ab. Für den Flammofenbetrieb oder die englische Methode sprechen das Vorkommen guter und billiger Steinkohlen und feuerfester Ofenbaumaterialien, für die deutsche Methode des Schachtofenschmelzens der Mangel daran und die billige Beschaffung von Holzkohlen oder Koks. Der Hauptvortheil der deutschen Methode vor der englischen besteht in einer bedeutenden Brennmaterialersparung, die Entfernung der schädlichen Bestandtheile, namentlich des Arsens und Antimons erfolgt besser, die Kupferverluste sind vielleicht geringer, die Ausgabe für Arbeitslöhne nahe gleich und der Betrieb kann auch bei einer geringern Production rentiren.

Die englische Methode ist für die Zugutemachung sehr verschiedenartiger Erze wohl geeignet, erfordert aber geschickte Arbeiter, welche je nach der Beschaffenheit der Erze den Betrieb zu modificiren vermögen; die wirklichen Vortheile für dieselbe liegen nicht in einer wohlfeileren Zugutemachung, sondern in ihrer commerziellen Geschicklichkeit beim Erzankauf und beim Vertriebe des Fabrikates.

Die Verhältnisse auf dem Oberharze gestatten nur eine vortheilhafte Anwendung des Schachtofenbetriebes, namentlich der Mangel an guten, billigen Steinkohlen und die Beschaffung einer verhältnissmässig nur geringen Kupferproduction.

Wie bereits angeführt, zerfallen die Kupfergewinnungsprocesse in die Kupferkies- und Krätzkupferarbeit.

§. 56. Kupferkiesarbeit.

Der auf den Clausthaler und Zellerfelder Gängen einbrechende und als Stuff und Schlieg angelieferte Kupferkies (p. 66, 82) mit 6—25% Kupfergehalt enthält an beigemengten Erdarten hauptsächlich Quarz und Kalkspath, an Schwefelungen Blende und Schwefelkies, ausserdem geringe Mengen von Bleiglanz und Schwefelantimon. Reiner Kupferkies enthält 35% Kupfer, 30% Eisen und 35% Schwefel. Das Erz wird zur Ausziehung seines Kupfergehaltes zur Altenauer und Lautenthaler Hütte nachstehenden Operationen unterworfen. Beschaffenheit des Erzes.

A. Rösten des Kupferkieses.

Das Rösten des Erzes bezweckt die theilweise Entfernung des Schwefels und die möglichst vollständige Austreibung des Antimons durch Verflüchtigung, sowie die Oxydation der mit dem Schwefel verbundenen Metalle. Zweck.

Für diese Zwecke genügt das Rösten des Kiesstuffs in freien, bedachten Haufen und des Kiesschlieges in Stadeln. Rösten in Haufen und Stadeln.

Die Haufenröstung (p. 416) stellt sich hinsichtlich der Arbeitslöhne und des Brennmaterialverbrauchs vortheilhafter, als die Flammofenröstung, giebt aber minder regelmässige Producte und dauert länger. Für das Rösten des Schlieges geben Stadeln vor freien Haufen bessere Resultate, weil man dabei den Luftzutritt zu dem dicht aufeinander liegenden Haufwerk besser reguliren kann. Durch ein Einbinden des Schlieges in Kalk und Verwandeln der Masse in backsteinförmige Stücke wird der Zweck der Röstung vollständiger erreicht.

Das Rösten des Kupferkiesstuffs geschieht in einem bedachten Schuppen in der Weise, dass man auf eine 1' hohe Sohle von Kiesschlieg ein Röstebette von Holz vorrichtet, auf dieses den Kiesstuff aufstürzt und letzteren mit Kiesschlieg und Graupen bedeckt.

Je nach der Grösse der Anlieferung variirt der Inhalt des Haufens und danach auch der Aufwand an Brennmaterial. Ein Haufen von 60 Rösten Inhalt erfordert etwa 1¼—1½ Mltr.

Röstcholz und brennt 11—13 Wochen, worauf man den unvollständig gerösteten Mantel abräumt und nochmals verröstet, während das Uebrige zum Rohschmelzen kommt.

Der Kupferkiesschlieg wird theilweise mit 3—5% Kalk eingebunden, zu Batzen geformt und diese 2 Fuss hoch auf Holz in der Stadel (p. 287) gelegt. Dann kommt eine Lage Quandelkohlen und darauf Kiesschlieg uneingebunden. An der Vorderseite der Stadel wird vor dem Holz bis da, wo die Batzen anfangen, eine lose Mauer von Schlackensteinen hergestellt, so dass die Züge unter dem Holz frei bleiben. Eine Stadel fasst etwa 2 Rost = 80 Ctr. Schlieg, welche in 8—10 Tagen abgeröstet werden.

In Betreff der Röstung kommt zur Frage, wie weit dieselbe zweckmässig zu treiben und wie oft sie in Verbindung mit dem reducirenden Schmelzen wiederholt werden muss, um ein Product von möglichst guter Qualität zu erhalten.

Es gilt in dieser Hinsicht die Erfahrung, dass das Kupfer aus unreinen antimon-, arsen- und bleihaltigen Erzen oder Producten um so besser wird, je schwächer, aber je öfter man röstet und reducirt, weil hierbei den fremden Beimengungen wiederholt Gelegenheit gegeben wird, sich zu verflüchtigen und zu verschlacken. Fehlerhaft ist es hiernach, schon das erste Mal die Röstung so weit zu treiben, dass wegen mangelnden Schwefels zur Steinbildung metallisches Kupfer (Schwarzkupfer) resultirt, welches einen grossen Theil der fremden Beimengungen aufgenommen hat, während gleichzeitig ein Verlust des durch Schwefel nicht geschützten Kupfers durch Verschlackung entstanden ist. Solches unreines Kupfer lässt sich nur mit bedeutenden Schwierigkeiten und Verlusten durchs Gaarmachen reinigen und liefert nie ein Product von besonderer Qualität. Zweckmässig beim Rösten der letzten Steine ist die Anwendung von Kohle, welche auf die gebildeten antimonsauren und arsensauren Metalloxyde reducirend einwirkt und die Verflüchtigung des Antimons und Arsens befördert.

Man röstet den Kupferkies nur einmal, um bei seinem Gehalt an fremden Metallen nicht schon beim ersten reducirenden Schmelzen (Rohschmelzen) Schwarzkupfer zu erzeugen und keinen zu kupferreichen Stein darzustellen.

Ein Kupfergehalt desselben über 40% ist unerwünscht, weil sonst zu reiche Schlacken bei dem Schmelzen desselben entstehen können. Gewöhnlich hält man auf 36—38% Kupfer.

Die chemischen Vorgänge beim Rösten von Kupfererzbruchstücken, welche im Wesentlichen Kupferkies Cu^2S, Fe^2S^3 und Schwefelkies FeS^2 enthalten, sind nachstehende: Chemische Vorgänge.

Das Schwefeleisen geht zunächst in Eisenoxydul und schweflige Säure über. Letztere verflüchtigt sich theilweise, theils geht sie durch Contact (p. 419) in Schwefelsäure über und erzeugt schwefelsaures Eisenoxydul, während durch höhere Oxydation ein Theil des Eisenoxyduls in Oxyduloxyd sich umwandelt. Bei steigender Temperatur verwandeln sich sowohl letzteres, als das schwefelsaure Eisenoxydul unter Abgabe von dampfförmiger Schwefelsäure in Eisenoxyd, welches auf der Oberfläche der Stücke einen porösen Ueberzug bildet. Durch diesen tritt die atmosphärische Luft ungehindert zu den noch vorhandenen Schwefelungen, so dass das Schwefeleisen ganz in Eisenoxyd mit wenig schwefelsaurem Eisenoxyd übergehen kann, wobei durch die frei gewordene dampfförmige Schwefelsäure kräftig oxydirend eingewirkt wird. Diese wird durch die Eisenoxydkruste zurückgehalten und dadurch das Rösten befördert. Findet dieselbe in dem betreffenden Stücke keine Gelegenheit mehr, oxydirend zu wirken oder sich mit freien Oxyden zu verbinden, so beginnt sie ihre Wirkung in den darüber liegenden Stücken. Ist der Luftzutritt an einer Stelle beschränkt, so reducirt wohl die in den Poren der Eisenoxydkruste eingeschlossene schweflige Säure einen Theil des Eisenoxydes zu Oxyduloxyd, oder es zerlegt sich schweflige Säure in Berührung mit Schwefeleisen in Schwefelsäure und Schwefeldampf (p. 420), welcher sich mit dem Schwefeleisen zu einer höheren Schwefelungstufe, Magnetkies, verbindet.

Zu Anfang der Röstung, wo noch eine niedrige Temperatur im Rösthaufen herrscht, entweicht aus dem Schwefelkies ein Theil Schwefel dampfförmig und condensirt sich auf der Oberfläche des Haufens, da es hier zu seiner Verbrennung an der hinreichenden Temperatur fehlt. Bei einem

Arsengehalt des Röstgutes ist der Schwefel arsenhaltig. Während diese Vorgänge mit dem Schwefeleisen stattfinden, wandeln sich auch die noch anwesenden anderen Schwefelmetalle des Kupfers, Zinks, Bleies, Silbers etc. allmählig in freie Metalloxyde und in neutrale oder basische Metallsalze um. Enthalten die Schwefelmetalle Schwefelantimon, so bilden sich neben Metalloxyden und schwefelsauren Salzen auch antimonsaure Metalloxyde, während sich antimonige Säure verflüchtigt und als solche oder in Verbindung mit theilweise daraus gebildeter Antimonsäure die Oberfläche der überliegenden Stücke weiss beschlägt. Ein weisser Ueberzug kann aber auch von schwefelsaurem Bleioxyd herrühren (p. 421).

Bei Anwesenheit von Arsen, wenn dasselbe z. B. als Arsenkies $FeS^2 + FeAs$ vorhanden ist, entwickeln sich zu Anfang der Röstung, noch vor dem Glühen, Dämpfe von Schwefelarsen, dann bei eintretendem Glühen arsenige und schweflige Säure. Erstere entweicht theilweise neben Arsensuboxyd und findet sich zuweilen krystallisirt im obern Theil des Rösthaufens mehr oder weniger durch Schwefelarsen gefärbt, theils bildet sie arsensaure Metalloxyde, welche entweder unzersetzt im Röstgute bleiben oder durch die gleichzeitig entwickelten schwefelsauren Dämpfe zerlegt werden, z. B. arsensaures Silberoxyd.

Ein Gehalt an Arsen ist nicht so nachtheilig, als ein solcher an Antimon, da sich arsenigsaure und arsensaure Salze leichter zerlegen lassen, auch das Arsen als solches vom Kupfer schneller und leichter durch Verflüchtigung vollständig entfernen lässt, als dies beim Antimon und seinen Verbindungen, namentlich mit antimonsaurem Antimonoxyd, der Fall ist. Zur möglichsten Entfernung von Antimon und Arsen empfiehlt sich ein steigender Zuschlag von Kohle im Verfolg der Röstung. Dabei muss hinsichtlich der Grösse der Rösthaufen, der Brennstoffzutheilung und Placirung der Rösthaufen das Röstverfahren möglichst langsam geleitet und die Anzahl der Röstfeuer eher vermehrt, als vermindert werden.

Quarz und Erdensilicate bleiben beim Rösten meist unverändert, dagegen geht der Kalkspath in schwe-

felsauren Kalk über. Gut geröstete Bruchstücke sind porös, von erdigem Ansehen und mehr oder weniger rothbrauner Farbe. Eine schwarze Farbe deutet auf vorhandenes Eisenoxyduloxyd, welches leicht Sinterungen veranlasst.

Nicht selten findet man im Innern der Stücke einen Kern von unzersetzten oder umgewandelten Schwefelungen, welche in letzterem Falle einen grössern Kupfergehalt besitzen, als die ursprünglichen Schwefelungen vor dem Rösten und auch als die poröse Kruste. Zuweilen besteht der Kern aus verschiedenen concentrischen Lagen mit variablem Kupfergehalt und von dem Ansehen des Kupferkieses, Buntkupfererzes oder Kupfersteins. Der Kern befindet sich nicht immer in der Mitte der Stücke, meist unterhalb, doch auch oberhalb derselben, und der Kupfergehalt ist da am grössten, wo der Kern die Eisenoxydkruste berührt. Kernrösten.

Die Concentration des Kupfergehaltes im Kern der Bruchstücke, welche man bei dem sogenannten Kernrösten von armen Erzen absichtlich herbeizuführen sucht, lässt sich nach den darüber angestellten Untersuchungen von Karsten[1]), Werther[2]), v. Lürzer[3]), Hausmann[4]) und Plattner[5]) wie folgt erklären:

An der Oberfläche der Stücke wird durch die zutretende Luft zunächst das Schwefeleisen in der oben angegebenen Weise (p. 489) zerlegt und eine Kruste von Eisenoxyd erzeugt. Das weniger leicht oxydirbare und durch die aus dem Innern aus dem Schwefelkies aufsteigenden Schwefeldämpfe vor Oxydation geschützte Schwefelkupfer schmilzt und vereinigt sich mit den damit in Berührung stehenden unzersezten Schwefelmetallen, deren Kupfergehalt dadurch angereichert wird. Durch die poröse Eisenoxydkruste tritt die Luft fortwährend zum Schwefeleisen, oxydirt dasselbe und verstärkt dadurch die Eisenoxydkruste, während

1) *Karsten*, System d. Metallurgie III, 433.
2) Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1853, p. 439.
3) *Tunner's* Jahrb. III, 339.
4) *Hausmann* Molekularbewegungen, p. 156.
5) *Plattner's* Röstprocesse, p. 195.

das Schwefelkupfer schmelzend sich fortwährend nach dem Innern zieht und nach und nach den noch unzersetzten Kern umziehende concentrische Lagen von dem Ansehen des Kupferkieses Cu^2S, Fe^2S^3, später des Buntkupfererzes $3Cu^2S, Fe^2S^3$ und endlich des Kupferlechs Cu^2S, FeS bildet, so lange noch Schwefeldämpfe aus dem Innern aufsteigen. Ist dieses nicht mehr der Fall, dann wird auch ein Theil des Schwefelkupfers zu Kupferoxydul oxydirt, hauptsächlich durch die in der porösen Kruste gebildete Schwefelsäure, mit deren Dickerwerden die Einwirkung der Luft abnimmt. Das Kupferoxydul geht nicht in Oxyd über, so lange sich noch schweflige Säure entwickelt und kann durch Einwirkung auf mit ihm in Berührung befindliches Schwefelkupfer metallisches Kupfer erzeugen. Später geht das Kupferoxydul, wenn nur dampfförmige Schwefelsäure entweicht, in freies und schwefelsaures Kupferoxyd über, so dass ein gut geröstetes Erzstück enthalten kann: Eisenoxyd, Eisenoxyduloxyd, Kupferoxyd, schwefelsaures Kupferoxyd, Kupferoxydul und metallisches Kupfer. Ein Gehalt an Schwefelblei veranlasst die Bildung von schwefelsaurem Bleioxyd und Bleioxyd, welche bei den Oxyden bleiben, leicht Sinterungen herbeiführen und zur Bildung von Eisenoxyduloxyd beitragen (p. 422). Durch die poröse Kruste kann das schmelzende Schwefelkupfer hindurchsickern, und es findet sich dann der kupferreiche Kern, wie man häufig beobachtet, im untern Theil der Stücke oder sogar im obern Theil eines darunter liegenden Erzstückes.

Die vorstehenden Thatsachen liegen den Theorien von Werther und Plattner zum Grunde, Karsten und v. Lürzer nehmen an, dass das beim Rösten neben Eisenoxyd äusserlich gebildete Kupferoxyd durch das Schwefeleisen der nach dem Innern damit in Verbindung befindlichen Kupferkiesschicht in Schwefelkupfer verwandelt wird, welches dann von dem aus dem zerlegten Kupferkies herrührenden Schwefelkupfer aufgenommen wird. Durch fortgesetzte Bildung und Zerlegung des Kupferoxyds durch Schwefeleisen wandert das Kupfer immer mehr nach dem Innern des Stückes zu.

Die erstere Theorie gestattet die ungezwungene Erklärung aller beim Kernrösten beobachteten Erscheinungen,

es ist aber wahrscheinlich, dass auch die in letzterer Theorie angegebenen Reactionen dabei vorkommen.

Man führt das Rösten des Oberharzer Kupferkieses in Rösthäusern aus, wobei man den Luftzutritt mehr reguliren und die Rösthaufen gegen die abkühlende Einwirkung der Atmosphärilien schützen kann, was bei ihrem nicht bedeutenden Schwefelgehalt erforderlich ist.

Die den Haufen gegebene Decke von Erzklein oder Schlieg gestattet ebenfalls eine Regulirung des Luftzutrittes.

Als Producte vom Rösten erfolgen: geröstetes Erz, flüchtige schweflige Säure und Schwefelsäuredämpfe und zuweilen ähnliche krystallinische und krystallisirte Producte, wie beim Bleisteinrösten (p. 424), so z. B. schwefelsaures Bleioxyd, antimonsaures Antimonoxyd; zuweilen arsenige Säure in octaëdrischen Krystallen, von Schwefelarsen roth oder gelb gefärbt. Röst-producte.

B. Reducirendes und solvirendes Schmelzen. (Rohschmelzen.)

Der geröstete quarzhaltige Kupferkies wird mit Schlacken von der eigenen Arbeit (Kiesschlacken) und von den nachfolgenden Steinschmelzungen in der Weise in einem Schachtofen verschmolzen, dass die Beschickung an die Hinter- oder Formwand, das Brennmaterial an die Vorderwand gesetzt wird. Durch die gebildete 6—8″ lange Nase tritt der Wind ins Brennmaterial und bildet sich durch dessen Verbrennen Kohlensäure und Kohlenoxydgas. Indem erstere mit glühenden Kohlen in Berührung kommt, geht sie in Kohlenoxyd über, welches beim Aufsteigen die Beschickungssäule durchdringt. In dem obern Theil des Ofens wird die Beschickung vorgewärmt und sie gelangt beim allmähligen Niedergange in eine solche Temperatur, dass das Kohlenoxydgas reducirend auf ihre Bestandtheile einwirken kann, was nach dem Grade ihrer verschiedenen Verwandtschaft zum Sauerstoff geschieht. Die Oxyde von Blei, Nickel, Kobalt, Antimon und Kupfer reduciren sich leichter, als von Eisen, Mangan und Zink. In der Reductionszone geht das Kupferoxyd allmählich in Oxydul, dann in Metall über; Bleioxyd verwandelt sich leicht in metallisches Verfahren.

Blei; Eisenoxyd wird grösstentheils zu Oxydul und nur zum geringen Theil in metallisches Eisen verwandelt; Zinkoxyd reducirt sich im unteren Theile dieser Zone nur theilweise, das erzeugte metallische Zink steigt dampfförmig in die Höhe und giebt Veranlassung zur Bildung von zinkischen Ofenbrüchen; entweicht aber zum Theil aus der Gicht, der Gichtflamme eine weisslich grüne Farbe und charakteristischen Glanz verleihend; die schwefelsauren Salze gehen in Schwefelungen, die arsensauren und antimonsauren Salze in Arsen- und Antimonmetalle über, indem sich schweflige, arsenige und antimonige Säure verflüchtigt. Je langsamer und bei je allmählig steigender Temperatur diese Reduction stattfindet, um so mehr verflüchtigen sich arsenige und antimonige Säure und um so weniger Arsen- und Antimonmetalle entstehen, daher in hohen weiten Oefen weniger, als in engeren oder niedrigeren Oefen. Die im Röstgut enthaltenen unzersetzten Schwefelungen werden nicht wesentlich verändert, es sei denn, dass noch vorhandene höhere Schwefelungsstufen Schwefel entliessen, welcher bereits reducirtes Eisen und Kupfer wieder schwefelt. Treten die so vorbereiteten Massen in die Schmelzzone, welche oberhalb der Form beginnt und in welcher eine höhere Temperatur herrscht, so gerathen dieselben in einen erweichten Zustand, die im Erze oder in den Zuschlägen vorhandene Kieselsäure vereinigt sich mit den nicht reducirten Metalloxyden, namentlich dem Eisenoxydul, zu einer Schlacke, welche die übrigen im Erze vorhandenen Erden aufnimmt und vor der Form in den Herd niederschmilzt; die reducirten Metalle, wie Kupfer und Blei sickern, von der schmelzelnden Schlacke mehr oder weniger umgeben, in derselben nieder, desgleichen die schmelzenden Schwefel-, Antimon- und Arsenmetalle. Durch Einwirkung der Gebläseluft auf dieselben wird noch ein Theil Schwefel, Antimon und Arsen verflüchtigt, desgleichen bei der herrschenden hohen Temperatur Blei und Zink, welches letztere in der höhern Temperatur zum grössten Theil verflüchtigt wird. Die im Herde befindlichen, mehr oder weniger zertheilten Schwefel-, Antimon- und Arsenmetalle, sowie die Metalle

finden in der flüssigen Schlacke ein geeignetes Medium, sich zu vereinigen und nach ihrem specifischen Gewichte zu separiren, so dass, wenn Arsen- und Antimonmetalle in grösserer Menge vorhanden waren, sich als Hauptproducte Kupferstein, Speise und Metall unter einander absetzen. Bei geringem Antimon- und Arsengehalte der Erze (z. B. der Oberharzer Kupferkiese) scheidet sich keine Speise ab, sondern die geringe Menge der gebildeten Antimon- und Arsenmetalle bleibt mit dem Stein gemengt.

Sind die Sulfurete in einem hinreichenden Verhältniss in der Beschickung vorhanden, was bei einer gut geleiteten Röstung der Fall ist, so nehmen dieselben bei der grossen Verwandtschaft des Kupfers zum Schwefel das metallisch ausgeschiedene Kupfer auf, wenn sie bei hinreichender Temperatur längere Zeit damit in Berührung sind, so dass beim Schmelzen nur Stein und Schlacken erfolgen, was der Zweck der Operation ist.

Wesentlich für das Eintreten dieser Reactionen ist die Herstellung einer passenden, nicht zu hohen Temperatur. Dieselbe lässt sich dadurch stimmen, dass man die Dimensionen des Ofens und die Grösse der Bruchstücke und des Brennmaterials regulirt; bei Vergrösserung des Ofenquerschnittes sinkt die Temperatur im obern Ofentheil und die Reductionszone zieht sich mehr nach unten; bei kleineren Brennmaterialstücken nöthigt man das Kohlenoxydgas mehr durch die Beschickungssäule zu gehen, wodurch die reducirende und erhitzende Einwirkung auf dieselbe gesteigert wird. Nimmt man das Brennmaterial in grösseren und die Beschickung in kleineren Stücken, so tritt das Umgekehrte ein. Da die Reducirbarkeit eines Erzes hauptsächlich von seiner Dichtigkeit abhängt, so hat man nach derselben die Ofendimensionen und die Grösse der Schmelzmaterialien zu wählen.

Einfluss der Beschickung.

In der Wirklichkeit erleiden aber diese nach der Theorie erstrebten Vorgänge einige Modificationen. Selbst bei richtig zusammengesetzter Beschickung mit passendem Kieselsäuregehalt wird, weil man die Temperatur nicht genau in der Gewalt hat, ein Theil Kupfer als Oxydul verschlackt und ein Theil Eisenoxydul bei der hohen Temperatur in der Schmelz-

zone und der Anwesenheit von Kohlenoxydgas zu metallischem Eisen reducirt, letzteres geht bei hinreichender Menge von Schwefelungen in den Stein und dieser wird dadurch kupferärmer. Desgleichen wird auch das verschlackte Kupfer durch Einwirkung des Schwefeleisens im flüssigen Stein auf die Schlacke unter Bildung von kieselsaurem Eisenoxydul und Schwefelkupfer in den Stein aufgenommen, so dass der Kupfergehalt der Schlacken weniger von chemisch gebundenem Kupferoxydul, als von mechanisch eingemengtem Stein herrührt.

Aehnlich wie Schwefeleisen wirkt das aus schwefelsaurem Kalk gebildete Schwefelcalcium.

Ausserdem wirkt auch das metallische Eisen sehr kräftig reducirend auf das Kupfereroxydulsilicat ein, indem sich metallisches Kupfer und Eisenoxydulsilicat erzeugt, wenn das Eisen im gekohlten Zustande vor der Form schmilzt und durch die Schlacke im Herde hindurchtröpfelt. Bei normalem Ofengange befinden sich im Herde unter und hinter dem Vorsetzstein Kohlen, welche gleichsam eine Wand bilden, durch welche die Schmelzproducte, namentlich die Schlacken hindurchdringen müssen, um in den Vorherd zu gelangen. Hierbei findet auch noch eine Reduction von in den Schlacken vorhandenem Kupferoxydul statt.

Ist die Beschickung fehlerhaft zusammengesetzt, enthält sie zu viel oder zu wenig Schwefelungen und Kieselsäure, dann treten den Schmelzprocess und auch das Ausbringen störende Erscheinungen ein.

Bei Mangel an Schwefelungen wird das reducirte Kupfer, Blei und Eisen von dem flüssigen Stein im Herde nicht aufgenommen, es scheidet sich neben Stein ein unreines Kupfer (Schwarzkupfer) ab, dessen Reinigung durch Gaarmachen mit bedeutenden Kupferverlusten verbunden ist und kein fehlerfreies Product liefert. Auch wird leicht Kupfer verschlackt und nicht wieder vom Stein aufgenommen.

Deshalb schlägt man, wenn der Kies zu stark geröstet war und der entstehende Rohstein über 38% Kupfer enthält, zur Beschickung noch rohen Kiesschlieg zu und reservirt z. B. zur Altenauer Hütte zu diesem Zwecke für eine Kupferarbeit 5—6 Röste Kiesschlieg.

Ein Ueberschuss an Schwefelungen verhütet zwar Kupferverluste durch Verschlackung, veranlasst aber die Bildung eines kupferarmen, specifisch leichteren Steines, welcher sich von den Schlacken schwieriger separirt.

Bei Anwesenheit von viel unzersetztem Schwefelzink im Röstgute erzeugt sich eine Schlacke, welche das Schwefelzink zum grossen Theil aufnimmt, sich von dem Stein nicht gut sondert und zu mechanischen Kupferverlusten Veranlassung giebt (Skumnasbildung auf schwedischen Hütten).

Das im Röstgute vorhandene Schwefelverhältniss hängt von dem Erfolg des Röstens ab; schwefelreichere Erze vertragen danach eine wiederholtere Röstung, als schwefelärmere. Den Oberharzer Kupferkies darf man bei seinem nicht hohen Schwefelgehalte nur einmal rösten, um die hinreichende Menge Schwefelungen in die Beschickung zu bringen.

Waltet Kieselsäure in der Beschickung vor, so wird nicht nur Eisenoxydul, sondern auch viel Kupferoxydul verschlackt, die Beschickung wird strengflüssiger und bedarf zum Schmelzen einer höhern Temperatur, welche sich auch in die Reductionszone fortsetzt und zu einer reichlichen Reduction von metallischem Eisen Veranlassung giebt. Dieses kann dann im Herd nicht mehr ganz vom Stein aufgenommen werden, sondern scheidet sich aus und bildet Ansätze (Eisensauen) auf der Herdsohle, welche den Ofengang beim Anwachsen in Unordnung bringen. Dadurch, dass ein grosser Theil des Eisens in den Stein geht, wird derselbe kupferärmer.

Bei Mangel an Kieselerde kann das Eisenoxydul nicht vollständig verschlackt werden, in Folge dessen sich ein verhältnissmässig zu grosser Theil davon reducirt und die eben angeführten Uebelstände herbeiführt.

Der Oberharzer Kupferkies enthält schon so viel Kieselerde beigemengt, dass sie nicht nur zur Aufnahme des Eisenoxyduls genügt, sondern noch überschüssig vorhanden ist, so dass man zu ihrer Neutralisation Zuschläge von basischen Schlacken vom Verschmelzen der Kupfersteine geben muss. Ausserdem fügt man kieselerdereichere Kiesschlacken hinzu, um im Verhältniss zum erzeugten Stein die erforder-

liche Schlackenmenge zu bilden oder einen etwaigen Mangel an Kieselerde auszugleichen.

Schlackenbildung.

Man sucht bei Kupfererzbeschickungen (wo die Anwesenheit von viel strengflüssigen Erden, z. B. im Kupferschiefer, nicht anders zwingt) das Verhältniss der Kieselerde zu den Basen so zu normiren, dass Singulosilicatschlacken entstehen. Dieselben erfordern zu ihrer Bildung keine sehr hohe, zur reichlichen Eisenreduction nicht Veranlassung gebende Temperatur und gestatten bei ihrer Flüssigkeit ein gutes Abscheiden des Steines. Die Beschaffenheit der erfolgenden Schlacken giebt das beste Anhalten zur Beurtheilung des Schmelzganges. Werden die Schlacken in Folge zu reichlicher Aufnahme von Basen zu dünnflüssig, dann pflegt ihr specifisches Gewicht zuzunehmen und sie erstarren leichter, so dass sich der Stein nicht gehörig daraus absetzen kann; bei zu steifer Beschaffenheit werden sie kieselerdereicher, strengflüssiger und zur Verschlackung von Kupfer geneigter.

Man schlägt dann nach Umständen kieselerdereichere Kiesschlacken oder basischere Steinschlacken zu.

Verschiedene Einflüsse beim Schmelzen.

Ausser der Beschaffenheit der Beschickung hat auf den Erfolg des Schmelzens die Höhe, Zustellung und Gestalt der Oefen, die Pressung und Menge des Windes, die Geschwindigkeit des Gichtenganges u. A. Einfluss und dasselbe variirt je nach der Beschaffenheit der Erze und der Erfahrung.

Findet das Schmelzen langsam oder in höhern Oefen statt, so dass das Röstgut längere Zeit mit Kohlenoxydgas in Berührung ist, so verwandeln sich die schwefelsauren Salze fast vollständig in Schwefelmetalle, welche dann das ausgeschiedene Kupfer im Herde aufnehmen und dadurch die Schwarzkupferbildung verhindern. Hat dagegen ein rasches Schmelzen statt, so dass die schwefelsauren Salze und auch die Oxyde nicht Zeit haben, sich völlig zu reduciren, dann wirken sie zerlegend auf die anwesenden Schwefelmetalle ein, in Folge dessen Metalle und Oxyde entstehen können.

Oefen.

Auf die Höhe der Oefen ist hauptsächlich die Beschaffenheit der Erze von Einfluss. Schwefelkiesreiche, beim Rösten viel Eisenoxyd gebende Erze erfordern niedrige

Oefen, damit sich nicht zu viel Eisen reducirt (z. B. zu Okerhütte); bei weniger Schwefelkies und nicht überwiegendem Erdengehalt kann man höhere Oefen anwenden und damit eine Brennmaterialersparung verbinden; Erze mit viel und strengflüssigen Erden verlangen Hohöfen, z. B. die Mansfeld'schen Kupferschiefer, zur Hervorbringung der erforderlichen Schmelztemperatur.

Niedrige Oefen gestatten keine so vollständige Abscheidung von Antimon und Arsen, als höhere Oefen, eignen sich deshalb nicht zur Verarbeitung unreiner Erze. Arsen und Antimon lassen sich aus antimon- und arsensauren Salzen nur zum Theil und durch eine schwache, langdauernde reducirende Wirkung in einer niedrigen Temperatur als arsenige Säure und Antimonoxyd vertreiben, indem man die Gichten langsam in einem weiten und hohen Ofen niedergehen lässt.

Beim Verschmelzen der Oberharzer Kupferkiese, welche Erden und weniger Schwefelkies beigemengt enthalten, haben sich 9—11 Fuss hohe Oefen bewährt, in denen man Singulosilicatschlacken oder noch etwas höher silicirte Schlacken zu erzeugen sucht.

Die Oberharzer Kupferöfen sind entweder als Brillenöfen (Altenau und Lautenthal) oder als Sumpföfen (Andreasberg) zugemacht. Beide Methoden haben ihre Vortheile und Nachtheile. Die Brillenöfen sind, weil sie keines Vorherdes bedürfen, mit weniger Kosten herzustellen, indem das dazu nöthige Gestübbe, das Brennmaterial zum Abwärmen und die öfters erforderliche Ausbesserung des Vorherdes, wie sie bei Sumpföfen vorkommt, gespart wird. Gleichzeitig fällt dabei das beschwerliche Abstechen und Reinerhalten des Stiches weg, und sie gestatten das Durchsetzen einer grossen Menge Schmelzgut in einer gegebenen Zeit, weil das Geschmolzene fortwährend abfliesst, während sich im Sumpfofen beim Vollwerden des Herdes die Schlacke durch den Stein hindurch unter der Vorwand hindrängen muss, wodurch eine Verzögerung des Schmelzens entsteht. Ferner machen die Brillenöfen längere Campagnen und sollen ein besseres Product liefern, weil bei dem Zutritt der Luft zu der glühend aus dem Auge tretenden Schmelzmasse noch oxydable Stoffe entfernt werden können. Dagegen

veranlassen sie einen grössern mechanischen Kupferverlust, als die Sumpföfen. Stein und Schlacke fliessen zusammen durchs Auge und separiren sich erst im Vortiegel. Soll dies gehörig geschehen, so muss die Schlacke hitzig, stark basisch sein und sie erstarrt dann um so leichter und schliesst dabei Stein mechanisch ein. Fast immer greift die im Vortiegel obenaufgehende Schlacke unter sich und vermengt sich mit Stein, welcher verloren gehen würde, wenn man die unmittelbar über ihm befindliche Schlackenschicht nicht immer wieder durchsetzte. Bei Sumpföfen sondern sich Stein und Schlacke bei gehörigem Hitzegrade schon im Vorherd, und dadurch wird die Arbeit reinlicher.

Auch begünstigen die Brillenöfen die Entstehung von Schwarzkupfer schon beim Rohschmelzen, indem die geschmolzenen Massen rasch aus dem Ofen fliessen und nicht hinreichend lange bei einer hohen Temperatur auf einander einwirken, so dass das beim Schmelzen gebildete metallische Kupfer vom Stein nicht mehr aufgenommen werden kann (p. 495). Antimon- und arsenhaltige Erze, welche die Bildung eines antimon- und arsenhaltigen Kupfers begünstigen, eignen sich demnach besser für Sumpföfen. Eisenkiesreiche Erze, welche beim Verschmelzen geneigt sind, Eisensauen zu geben, die man von Zeit zu Zeit aus dem Herd ausräumen muss, lassen sich auch besser in Sumpföfen, als in Brillenöfen verschmelzen.

Wegen des verhältnissmässig geringen Schwefelkiesgehaltes lassen die Oberharzer Kupferkiese ein Schmelzen im Brillenofen zu.

Brennmaterial.

Das Schmelzen mit Koks ist vortheilhafter, als mit Holzkohlen, indem die Erze bei den nicht sehr hohen Oefen und der durch Koks hervorgebrachten grösseren Hitze besser vorbereitet in den Schmelzraum gelangen und eine vollständigere Separation der geschmolzenen Massen erfolgt.

Schmelzarbeiten.

Die Arbeiten beim Schmelzen sind im Wesentlichen dieselben, wie beim Schliegschmelzen (p. 383), nur ist bei der Brillenofenzustellung ein Abstechen der geschmolzenen Massen nicht erforderlich. Schlacke und Stein fliessen gemeinschaftlich aus dem Auge und separiren sich im Stech-

herd, wo dann erstere von letzterem abgehoben und der Stein in Scheiben aus dem Herd entfernt wird.

Bei gutem Ofengange ist die Gicht hell, die Nase 6 bis 8″ lang, Schlacke und Stein fliessen gleichmässig und gemeinschaftlich und mit einer solchen Temperatur aus, dass sich der Stein im Stechherde unter der hinreichend dünnflüssigen Schlacke verkriechen kann. Die Nase darf weder zu kurz, noch zu lang sein, sonst treten die p. 387 angeführten Uebelstände ein. Sobald der Ofengang in Unordnung geräth, wird die Schlacke mussig, es kommt rohes Erz vor die Form, die geschmolzenen Massen fliessen nicht gleichmässig aus dem Auge, es bilden sich Ansätze hinter dem Vorsetzstein u. dergl. m. Der Arbeiter hat besonders darauf zu sehen, dass das Auge offen bleibt.

Wegen der hitzigen Arbeit, die Folge der Erzeugung einer basischen Schlacke, dauern die Schmelzcampagnen nicht sehr lang, bis 24 Tage, indem die Basen das kieselerdereiche Gemäuer des Schmelzraums stark angreifen.

Die Producte vom Schmelzen sind nachstehende: Schmelzproducte

1) Rohstein, in dünnen Scheiben, körnig-krystallinisch und von kupferkiesähnlicher, aber matter Farbe, im Wesentlichen von der Zusammensetzung $n\,(Cu^2S, Fe^2S) + FeS$, oder bei grösserem Kupfergehalt von $Cu^2S + FeS$. Als vicarirende Bestandtheile können PbS, ZnS, MnS und AgS auftreten; Antimon und Arsen finden sich als SbS^3 und AsS^3 an Cu^2S gebunden. Zur Abscheidung des Kupfergehaltes aus demselben wird der Stein, wenn er als Hauptverunreinigung nur Eisen enthält, möglichst todt geröstet und dann einem reducirenden und solvirenden Schmelzen auf Schwarzkupfer unterworfen; enthält der Stein neben Eisen noch andere Verunreinigungen, namentlich Antimon und Arsen, dann muss derselbe wiederholten schwachen Röstungen mit darauf folgenden reducirenden und solvirenden Schmelzungen unterworfen werden, weil man nur dadurch die genannten Stoffe durch Verflüchtigung und Verschlackung hinreichend entfernen kann.

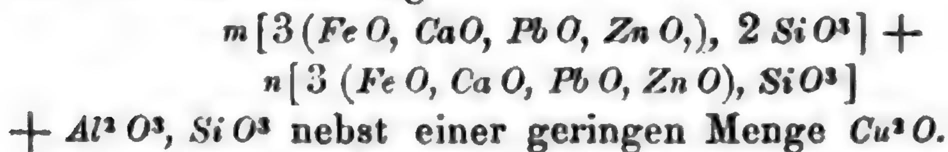
Wie Versuche ergeben haben, liefern die Oberharzer Rohsteine nach starker Abröstung, wohl wegen ihres Antimongehaltes, ein Schwarzkupfer, aus welchem sich kein

kein gutes Gaarkupfer darstellen lässt. Man ist deshalb gezwungen, Röst- und Reductionsarbeiten mit dem Stein mehrmals zu wiederholen, und daraus entspringen das Roh-, Mittel- und Spursteindurchstechen.

Man probirt die Kupfersteine auf die Weise auf ihren Kupfergehalt, dass man 1 Probircentner etwa 3 Stunden unter öfterem Umrühren mit einem Haken im Ofen selbst röstet, Kohlenstaub zusetzt und noch eine halbe Stunde lang gut röstet. Dann schmilzt man das Röstgut mit Potasche und Kohlenstaub in hohen Bleischerben im Muffelofen etwa 1 Stunde lang gleich bei hoher Temperatur. Auch schmilzt man wohl in Kupfertuten mit schwarzem Fluss 1 Stunde lang vor dem Gebläse.

Der erfolgende Schwarzkupferkönig wird mit der 2 bis 4fachen Bleimenge gaargemacht. Man setzt erst das Kupfer auf die Kapelle, dann das Blei und macht ersteres bei hoher Temperatur gaar (p. 230).

2) Roh- oder Kiesschlacke von dunkel eisenschwarzer Farbe und strahlig blättrigem Bruche; im Wesentlichen Singulosilicat mit mehr oder weniger Bisilicaten von der Zusammensetzung



$$m[3(FeO, CaO, PbO, ZnO,), 2\,SiO^3] +$$
$$n[3\,(FeO, CaO, PbO, ZnO), SiO^3]$$

$+ Al^2O^3, SiO^3$ nebst einer geringen Menge Cu^2O.

Der Kupfergehalt in den Schlacken rührt weniger von Kupferoxydul, als von mechanisch beigemengten Steingranalien her (p. 496).

Nach Le Play enthalten die Kupferschlacken für die darin gefundene Kupfermenge meist mehr Schwefel als der mit der Schlacke gleichzeitig erfolgende Stein. Es ist wahrscheinlich, dass dieser Schwefelgehalt von einem Sulphosilicat herrührt, einer Verbindung von Eisensilicat mit Schwefeleisen oder Schwefelzink.

Man probirt die Kies- und auch sonstige Kupferschlacken (Stein-, Verblasen-, Gaarschlacken) auf die Weise auf ihren Kupfergehalt, dass man 2 Ctr. mit Potasche und Kohlenstaub etwa 1 Stunde lang in hohen Bleischerben mehrfach schmilzt und mehrere Könige (bis 8) auf einer Kapelle gaar macht.

Die Kiesschlacken werden zum geringen Theil beim Rohschmelzen, meist bei den Kupfersteinschmelzungen zugeschlagen, wo ihr Kieselerdegehalt verschlackend auf die in reichlicher Menge vorhandenen Basen wirken soll.

Analysen von Rohschlacken:

	a.	b.
Kieselerde	34,67	38,77
Thonerde	4,38	3,33
Kalkerde	3,53	4,87
Eisenoxydul	48,25	45,32
Manganoxydul . . .	2,00	—
Bleioxyd	1,07	1,88
Zinkoxyd	2,89	2,23
Kupferoxydul . . .	—	0,19
Schwefel	1,85	—
Schwefelzink . : . .	—	3,81

a) Altenauer Kiesschlacke nach Stern, Sauerstoffverhältniss 18 : 15. b) Lautenthaler Kiesschlacke nach Bodemann. Sauerstoffverhältniss 20 : 14, entsprechend der Formel 7 [3 $(FeO, CaO, PbO), 2 SiO^3] + 3 (FeO, ZnO), SiO^3 + Al^2O^3, SiO^3$.

3) Ofenbrüche, können aus Zink im oxydirten, kohlensauren und geschwefelten Zustande mit geringen Mengen von Blei, Antimon, Arsen, Eisen, Kupfer etc. bestehen.

4) Eisensauen (Bühnen), Gemenge von Eisen, Kohlen- und Kieseleisen mit andern Metallen, namentlich Kupfer, häufig mit Arsen, Antimon und Schwefel.

5) Geschur, wird im Krätzpochwerk aufbereitet.

C. Concentrationsarbeiten mit dem Rohstein (Rohstein-, Mittelstein- und Spursteindurchstechen).

Allgemeines.

Diese Arbeiten bestehen in wiederholten Röst- und Schmelzprocessen zur Beseitigung der schädlichen Bestandtheile im Rohstein, womit eine Concentration des Kupfergehaltes verbunden ist. Man röstet den Rohstein bald möglichst schwach, damit beim Verschmelzen desselben noch kein Schwarzkupfer fällt (Lautenthaler Hütte 1 mal), bald so stark, dass sich Schwarzkupfer bildet (zur Altenauer Hütte 6 bis 8 mal); bei den folgenden Röstungen des Mittelsteins und der Spursteine (zur Lautenthaler Hütte 3 mal, zur Al-

tenauer Hütte 8 bis 10 mal) nimmt aber der Schwefelgehalt so ab, dass die beim Schmelzen erzeugten Leche nicht mehr hinreichend davon enthalten, um alles reducirte Kupfer aufzunehmen; es erfolgt alsdann neben Stein auch Schwarzkupfer. Je früher dasselbe fällt, desto unreiner ist es.

Man röstet zu Altenauer Hütte die Steine schärfer, als zu Lautenthaler Hütte, und kommt dadurch früher zu Schwarzkupfer, welches ein gutes Gaarkupfer giebt. Die Steine werden gegen das Ende immer reiner und kupferreicher und gehen zuletzt in $m Cu^2 S, Fe S$ über.

Steinrösten. Das Rösten der Steine geschicht in Bruchstücken auf einer Holzunterlage in Haufen, welche von verschiedener Grösse in Rösthäusern hergestellt werden.

Die Vorgänge beim Rösten gleichen im Allgemeinen denen beim Erzrösten, weichen jedoch etwas ab, je nachdem die Steine ärmer oder reicher sind.

In beiden Fällen findet neben der Umwandlung des Schwefeleisens in schweflige Säure und Eisenoxydul, schwefelsaures Eisenoxydul und endlich in Eisenoxyd eine Oxydation des Schwefelkupfers statt, wobei sich schweflige Säure und Kupferoxydul bilden. Letzteres geht nicht früher in Kupferoxyd über, bis die Entwicklung von schwefliger Säure sich vermindert und eine oxydirende Einwirkung der Luft oder der dampfförmigen Schwefelsäure darauf stattfindet.

Durch Einwirkung von Kupferoxydul auf Schwefelkupfer und Schwefeleisen wird metallisches Kupfer frei, welches mit dem grössten Theil des Kupferoxyduls beim Eisenoxyd zurückbleibt. Ein Theil des Kupferoxyduls wird in freies und schwefelsaures Kupferoxyd durch Einwirkung der Schwefelsäuredämpfe umgewandelt. Je reicher ein Stein an Schwefelkupfer ist, desto reichlicher findet die Bildung des Kupferoxyduls statt, und es wird durch dasselbe der grösste Theil des Schwefelkupfers in metallisches Kupfer verwandelt. Dieses kommt dann in unregelmässig zusammengeflossenen Kernen von verschiedener Gestalt zum Vorschein, wenn man die Stücke zerschlägt.

Gut geröstete Steinstücke enthalten demnach Eisenoxyd, Kupferoxyd, schwefelsaures Kupferoxyd, Kupferoxydul und

um so mehr metallisches Kupfer, je kupferreicher der Stein war. Enthielt der Stein Schwefelzink und Schwefelblei, so bilden sich daraus Oxyde und schwefelsaure Salze, und bei Anwesenheit des letzteren kann sich dann auch Eisenoxyduloxyd erzeugen (p. 489). Vorhandenes Schwefelsilber giebt den grössten Theil seines Silbers an das metallische Kupfer ab.

Durch Vervielfachung der Röstfeuer, durch eine zweckmässige Dicke der Steinscheiben und eine zweckmässige Grösse der zerschlagenen Stücke lässt sich der beabsichtigte Zweck mehr oder weniger vollständig erreichen. Den Rohstein röstet man gewöhnlich nur ein oder einige Mal, während beim Rösten der späteren Steine (Mittel- und Spurstein) 5—8 Feuer gegeben werden.

Steindurchstechen.

Beim Verschmelzen der gerösteten Steine sollen ebenfalls, wie beim Rohschmelzen, die fremden Oxyde, namentlich Eisenoxydul entfernt, Kupferoxyd zu Kupfer und die schwefelsauren Salze zu Schwefelungen reducirt werden, welche sich mit den unzersetzten Schwefelungen zu einem neuen Stein verbinden und dann das Kupfer aufnehmen, so lange der Schwefelgehalt dazu hinreicht. So fällt beim Rohsteindurchstechen nur Mittelstein, beim Verschmelzen des gerösteten Mittelsteins aber neben erstem Spurstein schon Schwarzkupfer und beim Durchstechen dieses Steines nach dem Rösten fast eben so viel Schwarzkupfer, als zweiter Spurstein. Aus letzterem sucht man beim nächsten Schmelzen möglichst viel Schwarzkupfer und wenig Stein durch wiederholtes Rösten zu erzeugen.

Da die gerösteten Steine vorwaltend Basen enthalten, so giebt man nur Zuschläge von Kiesschlacke, welche die Basen auflöst und noch basischere Schlacken erzeugt, die zweckmässig beim Kiesschmelzen zugeschlagen werden.

Schmelzproducte.

Man wendet bei den Steinschmelzungen, namentlich bei denen, wo schon der Schwarzkupferfall bedeutend ist, vortheilhafter Holzkohlen, als Koks an, weil dabei das Kupfer reiner und zäher wird. Wahrscheinlich werden bei der höhern Temperatur, welche Koks geben, mehr fremde Metalle etc. reducirt und ins Kupfer geführt.

Das Schmelzen geschieht in den Kiesöfen und man erhält dabei folgende Producte:

Schmelzproducte.

1) Schwarzkupfer von den letzten Steindurchstechen, die ersten von schmutzigrother Farbe und stänglicher Absonderung, die letzten schon von reinerer Kupferfarbe. Dieselben werden gaargemacht.

Zur Untersuchung auf ihren Gehalt an Gaarkupfer werden mehrere Stücke vom Schwarzkupferhaufwerk abgeschlagen, glühend gemacht und auf einer Eisenplatte zerkleint. 1 Ctr. davon wird in ein Skarnitzel gethan, auf die Kapelle gesetzt, nach dem Verbrennen des Papiers das 2 bis 4fache Blei — je nach dem Bleigehalt des Kupfers — hinzugefügt und das Kupfer bei hoher Temperatur gaar gemacht. Man macht gewöhnlich die Hauptprobe doppelt und die Gegenprobe mit reinem Gaarkupfer einfach. Die Proben stimmen bis auf 1%. Beim Gaarmachen der Gaarschlackenkupfer entsteht leicht ein Rand und bei den Verblasenschlackenkupfern eine Haut beim Einschmelzen, welche zur Seite geschoben werden muss. Dann erst beginnt das Treiben.

2) Kupfersteine von verschiedener Reinheit und variablem Kupfergehalt, je nachdem dieselben von früheren oder späteren Steinschmelzungen erfolgt sind. Die Zusammensetzung geht von $(Cu^2 S, Fe^2 S) + Fe S$ allmählig über in $m (Cu^2 S, Fe^2 S) + Fe S$, dann in $Cu^2 S, Fe S$ und bei hohem Kupfergehalt in $m\, Cu^2 S, Fe S$. Nicht selten findet man in den reichen Kupfersteinen metallisches Kupfer, theils in unregelmässig geformten kleinen Theilen in der compacten Masse des Kupfersteins eingemengt, theils auch in kleinen Höhlungen in drath- und haarförmigem Zustande (Haarkupfer), zuweilen dendritisch ausgeschieden.

Die Höhlungen werden entweder während des Fliessens des Steins durch schweflige Säure gebildet, welche durch Oxydation einer geringen Menge Schwefeleisen entsteht oder in Folge einer ungleichmässigen Zusammenziehung der Masse beim Erstarren.

Die Ausscheidung des Kupfers kann auf die Weise geschehen, dass beim Zutritt der Luft zu dem aus dem Auge abfliessenden Steine sich Kupferoxydul und Kupferoxyd

bilden, welche sich mit Schwefelkupfer zu schwefliger Säure und Kupfer umsetzen:

$$Cu^2S + 2\,CuO = 4\,Cu + SO^2$$

$$Cu^2S + 2\,Cu^2O = 6\,Cu + SO^2$$

Plattner[1]) giebt noch eine andere Erklärung für die Bildung des metallischen Kupfers, wenn sie unter obigen Umständen nicht stattgefunden haben kann.

Ein Kupferstein mit schon hohem Kupfergehalte von der Zusammensetzung $m\,Cu^2S + FeS$ vermag im Herde des Ofens noch einen Theil Kupfer aufzunehmen, wobei das FeS Schwefel an das Kupfer abgiebt, dieses in Cu^2S und sich selbst in Fe^2S umwandelt, so dass eine Verbindung von Cu^2S, Fe^2S entsteht. Diese verändert sich bei einer gewissen hohen Temperatur, so wie bei schnellem Abkühlen nicht. Bei langsamer Abkühlung aber geht das Fe^2S, in Folge der Verwandtschaft des Cu^2S zum FeS, auf Kosten des durch metallisches Kupfer gebildeten Cu^2S wieder in FeS über, und dabei wird Kupfer in feinzertheiltem Zustande ausgeschieden. Während auf den Oberharzer Hütten der Mittelstein seltener metallisches Kupfer enthält, so findet sich dasselbe häufiger im ersten und zweiten Spurstein, welcher bei grobkörnigem Gefüge eine bleigraue Farbe besitzt.

3) Steinschlacken sind meist Singulosilicatschlacken, zuweilen in Verbindung mit mehr oder weniger Subsilicaten, und werden beim Kiesschmelzen zur Aufnahme des im Kies vorhandenen Quarzes zugeschlagen.

Nicht selten finden sich die Steinschlacken krystallisirt von der Form des Chrysoliths ($3\,FeO$, SiO^3). Walchner fand eine solche Schlacke von Lautenthaler Hütte zusammengesetzt aus:

Kieselsäure	29,245
Eisenoxydul . . .	63,316
Talkerde	1,304
Manganoxydul. . .	1,460
Kupferoxydul . . .	2,646
Thonerde	1,244
Kali	0,184

1) Berg- und Hüttenm. Ztg. 1855, p. 143. *Plattner's* Röstprocesse, p. 210.

Zuweilen finden sich tafelförmige Krystallrudimente von 1 Zoll Grösse und darüber, spec. Gew. 3,650—3,712, Härte 6. (Hausmann's Beitr. z. metallurg. Krystallkunde. 1850, p. 27 und 31.)

D. Schwarzkupferarbeit.

Allgemeines. Das eigentliche Schwarzkupferschmelzen beginnt auf den Oberharzer Hütten mit dem Durchstechen des in 9—10 Feuern gaargerösteten zweiten Spursteins; es ist aber auch schon beim Verschmelzen des Mittelsteins und des ersten Spursteins Schwarzkupfer gefallen, jedoch im Verhältniss zum Stein in geringerer Menge.

Gaarrösten. Das Gaarrösten des zweiten Spursteins geschieht wie das der übrigen Steine, nur vermehrt man die Zahl der Röstfeuer, um Schwefel, Antimon und Arsen möglichst zu entfernen. Es empfiehlt sich zur Zersetzung der gebildeten antimon- und arsensauren Salze eine Einmengung von Kohlenlösch in den Rost, durch welche diese Salze zu Antimon- und Arsenmetallen reducirt werden. Dieselben geben alsdann bei Luftzutritt wieder flüchtige antimonige und arsenige Säure. Je mehr es an Schwefel fehlt, um so mehr muss man mit dem Kohlenzusatz steigen. Aber selbst bei der sorgfältigst geleiteten Röstung ist es nicht möglich, eine geringe Bildung von schwefelsauren, antimonsauren und arsensauren Salzen zu umgehen, welche mit geringen Mengen unzersetzter Schwefelungen, viel Oxyden und etwas metallischem Kupfer im Röstgute verbleiben.

Schwarzmachen. Das Verschmelzen des Röstgutes geschieht wie bei den übrigen Steindurchstechen mit Kiesschlacken und besser mit Holzkohlen, als mit Koks (p. 505) im Brillenofen, welcher wegen des raschen Ausfliessens der geschmolzenen Massen (p. 499) und des stärkeren Durchsetzquantums in derselben Zeit mehr kupferreicheres Schwarzkupfer und weniger Stein liefert, als die Sumpföfen.

Damit sich aus der eisenoxydreichen Beschickung möglichst wenig Eisenoxyd zu metallischem Eisen reducirt, so beschleunigt man das Schmelzen und nimmt dasselbe in einem niedrigen Ofen vor. Das metallische und theilweise gekohlte Eisen scheidet aus der kupferoxydulhaltigen Schlacke

Kupfer ab, bildet aber in grösserer Menge leicht Eisensauen oder auf dem eisenhaltigen Schwarzkupfer eine Schicht von kupferhaltigem Roheisen. Kupferoxyd und Oxydul werden nicht bloss durch das Kohlenoxydgas reducirt, sondern auch durch Einwirkung der noch unzersetzt vorhandenen oder aus den schwefelsauren Salzen reducirten Schwefelungen, durch welche auch reducirtes Kupfer wohl wieder geschwefelt wird.

Es können unter andern folgende Reactionen eintreten:

$$Cu^2S + 2CuO = 4Cu + SO^2$$

$$CuS + 2CuO = 3Cu + SO^2$$

$$Fe^2S + 5CuO = Fe^2O^3 + 5Cu + SO^2$$

$$FeS + CuO = FeO + CuS$$

$$Cu^2S + 6CuO = 4Cu^2O + SO^2$$

Aehnliche Wirkungen wie Kupferoxyd bringt auch Kupferoxydul hervor.

Damit sich das Kupfer von der Schlacke gut abscheiden kann, muss letztere hinreichend dünnflüssig sein. Da nur noch wenig Schwefel in der Beschickung vorhanden ist, so lässt sich nicht vermeiden, dass beim Schwarzkupferschmelzen mehr Kupfer verschlackt wird, als bei den Steindurchstechen. Allein ein Theil dieses Kupfers wird in Berührung der Schlacke mit dem flüssigen Stein durch den Schwefeleisengehalt des letzteren unter Bildung von Eisenoxydul geschwefelt und in den Stein aufgenommen.

Auch trägt das Eisenoxydul, als stärkere Base, bei hoher Temperatur zur Abscheidung des oxydirten Kupfers aus der Schlacke bei, so dass dieselbe niemals sehr reich daran wird.

Die Producte von diesem Schmelzen sind demnach:

1) Schwarzkupfer, hauptsächlich durch Eisen verunreinigt, dann aber noch geringe Mengen von Blei, Zink, Antimon, Schwefel etc. enthaltend, welche durchs Gaarmachen entfernt werden. Mag man auch den Betrieb noch so sorgfältig in allen seinen Theilen leiten, so gelangt man trotz der wiederholten Röst- und Schmelzprocesse nicht dahin, aus unreineren Erzen alle nachtheiligen Substanzen zu entfernen. Dieses gelingt weniger beim mehrmaligen Verschmelzen für sich auf Stein, als wenn man reine kiesige Erze zur Beschickung giebt.

2) Stein (Dünnstein, Spurstein) in geringerer Menge, welcher in die nächstjährige Kupferarbeit übergeht.

3) Schwarzkupferschlacken, wohl noch etwas basischer, als die Steinschlacken, kommen zum Kiesschmelzen.

D. Rohgaarmachen des Schwarzkupfers.

Zweck.

Das Schwarzkupfer, ein unreines, Eisen, Blei, Zink, Nickel, Antimon, Arsen etc. enthaltendes Kupfer bedarf noch einer sehr sorgfältigen Reinigung, des Gaarmachens, wobei durch ein oxydirendes Schmelzen jene zum Sauerstoff verwandteren Stoffe verschlackt werden. Schon geringe Menge dieser fremden Substanzen, wie Eisen, Blei, Zinn, Wismuth, Arsen, Antimon, Schwefel und Kupferoxydul etc., nehmen dem Kupfer bald in der Hitze, bald bei gewöhnlicher Temperatur seine Zähigkeit, machen dasselbe spröde, roth- oder kaltbrüchig.

Verschied. Methoden des Gaarmachens.

Das Gaarmachen geschieht entweder im kleinen oder grossen Gaarherd (Spleissofen) je nach der Reinheit des Kupfers. Für ersteres Verfahren eignen sich nur reinere Schwarzkupfer, welche als Hauptverunreinigung Eisen enthalten. Sind andere Stoffe vorhanden, wie Antimon, Arsen, Blei etc., so werden dieselben zwar bei dem oxydirenden Schmelzen verschlackt, aber bei der Berührung der Schlacken mit Kohlen reducirt sich stets ein Theil dieser Stoffe und geht wieder ins Kupfer, so dass dasselbe nur schwierig gaar wird.

Im grossen Gaarherd dagegen gaaren solche Kupfer leichter, weil das Brennmaterial von dem geschmolzenen Kupfer getrennt und somit eine reducirende Wirkung ausgeschlossen ist.

1. Das Gaarmachen im kleinen Herde.

Verfahren und Theorie.

Demselben werden die hinreichend reinen Schwarzkupfer von der Kupferkiesarbeit unterworfen. Obgleich dieser Process ein steter Kampf zwischen Oxydation und Reduction unter bedeutender Brennmaterialverschwendung ist, so wendet man denselben bei geringeren Kupferproductionen wegen Einfachheit und jederzeit leicht zu unterbrechender Arbeit immer noch an.

Das Schwarzkupfer wird in den mit kleinen Kohlen bedeckten und mit zwei Seitenblechen versehenen Gestübbeherd (p. 288) nicht zu nahe vor die Form gesetzt, die vordere offene Seite mit groben Kohlen zugelegt, vor die Form glühende und über das Kupfer todte Kohlen geschüttet und dann das Gebläse angelassen. Man schmilzt das Kupfer langsam ein, wobei durch die Gebläseluft eine geringe Menge vorhandenen Schwefels, Antimons und Arsens verflüchtigt wird, und setzt nach und nach unter Aufgeben von Kohlen so viel Kupfer (3½—4 Ctr.) zu, bis der Herd vollgeworden ist. Das Einschmelzen dauert 2—3 Stunden. Dann lässt man den Wind auf die Oberfläche des geschmolzenen Kupfers theilweise einwirken, während ein anderer Theil des Windes zur Erhaltung der erforderlichen Temperatur die Kohlen verbrennt. Auf der Oberfläche wird zwar ein geringer Theil der Beimengungen oxydirt, hauptsächlich aber das im Ueberschuss vorhandene Kupfer zu Oxydul. Letzteres hat die Eigenschaft, sich mit dem metallischen Kupfer zu mengen und auch innerhalb der geschmolzenen Masse die fremden Bestandtheile zu oxydiren, welche dann als Oxyde auf die Oberfläche treten, sich zum Theil mit der Kieselerde der Wände und des Gestübbes verbinden und Gaarschlacken oder Gaarkrätze bilden, welche mehr oder weniger Kupferoxydul zurückhält und beim Abziehen auch Kupfergranalien einschliesst.

Die sich zu Anfang bildende Schlacke ist dunkel und glasig, wird dann immer röther und matter und fliesst bis zur Gaare fortwährend (1—2 Stunden) auf der geneigten Schlackentrifft ab, wenn man dieselbe öfters reinigt und beim Einmünden derselben in den Herd mit dem Stecheisen unter den Kohlen hindurch öfters räumt.

Die Oberfläche des Kupfers muss von Kohlen fortwährend bedeckt sein und die erforderliche Hitze haben. Diese ist vorhanden, wenn das Kupfer im Herde weisslich gelb erscheint, die Schlacke auf demselben völlig geflossen ist und die Flamme aus dem Herde lebhaft emporsteigt. Bei zu niedriger Temperatur wird die Schlacke klümperig. Ein starkes Rauchen des Kupfers beim Einschmelzen deutet auf Anwesenheit von Blei, Antimon etc. Geräth ein Stück

Kupfer dicht vor die Form oder ist das flüssige Kupfer zu matt, so kann ein Kaltblasen desselben eintreten. Man stellt dann den Wind einige Zeit bis zum Wiederflüssigwerden ab.

Am leichtesten wird das Eisen oxydirt, dann Zink, schwieriger das Nickel, so dass immer ein kleiner Theil Zink beim Gaarkupfer bleibt und das Nickel nur unter der Bedingung in die Schlacke abzuführen ist, dass auch viel Kupferoxydul in dieselbe geht. Die nickelhaltige Schlacke ist sehr strengflüssig und giebt eine lockere oder nur gesinterte Masse. Antimon und Arsen lassen sich sehr schwierig und auch nur unter bedeutenden Metallverlusten abscheiden, weshalb es vortheilhafter ist, diese Substanzen schon vorher bei den Röst- und Schmelzprocessen möglichst zu entfernen.

Es scheint die Schwierigkeit der Entfernung der verschiedenen Substanzen damit in Verbindung zu stehen, ob dieselben mit Schwefel, Antimon und Arsen verbunden oder mit dem Kupfer legirt sind. Aus diesem Grunde kann der grösste Theil des Eisens, welcher mit Schwefel, Antimon oder Arsen verbunden sein dürfte, durch das Kupferoxydul leichter oxydirt werden, als Zink und Nickel, welche im Wesentlichen mit dem Kupfer verbunden sind. Das aus dem Antimon- und Arseneisen durch Oxydation ausgeschiedene Arsen und Antimon verbindet sich in Gegenwart von Kohle grossen Theils wieder mit dem überschüssigen Kupfer, worin der Grund für die schwierige Beseitigung eines Antimon- und Arsengehaltes beim Gaarmachen liegt. Fehlt ein Schwefelgehalt im Schwarzkupfer, und ist in Folge dessen das Eisen metallisch und gleichmässig im Kupfer vertheilt, dann oxydirt es sich langsamer und erfordert eine weit grössere Menge Kupferoxydul. Durch Oxydation des Schwefels erfolgt oft die Entwicklung von schwefliger Säure so rapide, dass ein Aufsprudeln der Masse entsteht und Kupferkügelchen (Streukupfer) weit weg geschleudert werden. Die Erscheinung tritt bei reineren Kupfern energischer hervor, als bei unreinen und macht die Anwendung von Flugstaubkammern empfehlungswerth (Altenauer Hütte).

Enthält ein Schwarzkupfer gleichzeitig Antimon und

Nickel, so bildet sich eine chemische Verbindung von Nickeloxyd mit Antimonoxyd oder antimoniger Säure, sogen. Kupferglimmer, welcher das Gaarkupfer, ähnlich wie Kupferoxydul, durchzieht und demselben seine guten Eigenschaften benimmt.

Man kann in den Oberharzer Kupfererzen keinen Nickelgehalt nachweisen. Derselbe concentrirt sich bei den verschiedenen Arbeiten im Stein und dann im Schwarzkupfer, wo er theils im Kupferglimmer, theils im Gekrätz abgeschieden wird und sich daraus nutzbar machen lässt, theils aber sich in den obersten Kupferscheiben concentrirt.

Durch Zusatz von Blei lässt sich eine Reinigung des Kupfers herbeiführen, indem das Blei beim Niedersinken auf den Boden Antimon aufnimmt, sich damit in die Spalten und Vertiefungen des Bodens zieht oder sich oxydirt und das Bleioxyd dann den Kupferglimmer verschlackt. Arsen lässt sich durch Blei schwieriger entfernen, und es bleibt leicht etwas Blei beim Kupfer zurück, so dass aus arsen- und antimonhaltigem Kupfer durch Bleizusatz kein reines Kupfer erzeugt werden kann. Durch Polen, durch Einstellen grüner Holzstangen, lässt sich der Kupferglimmer, allerdings mit Zeit- und Brennmaterialaufwand, ebenfalls beseitigen, das Kupfer nimmt dabei aber leicht Kohle auf und büsst dadurch an seinen Eigenschaften ein.

Kennzeichen der Gaare.

Das Herannahen der Gaare bemerkt man an gewissen, bei verschiedenen Kupfern variirenden Anzeichen, z. B. der Färbung der Flamme, Aufhören des Rauchens, Verminderung der Schlackenbildung, Rötherwerden der Schlacke, Aufsprudeln der Masse in Folge der lebhaften Entwicklung von schwefliger Säure etc. Erst nachdem alles Eisen durch Oxydation entfernt ist, wird der mit Kupfer sehr innig verbundene Schwefel bei einem starken Ueberschuss von Kupferoxydul oxydirt. Arsen und Antimon können dann aber noch immer vorhanden sein. Durch weitere Fortsetzung des Oxydationsprocesses lassen sich dieselben, wenn sie in grösserer Menge anwesend sind, nur mit einem bedeutenden Kupferverlust durch Verschlackung theilweise entfernen, das erfolgende Kupfer bleibt immer dadurch verunreinigt. Zur wirklichen Erkennung der Gaare nimmt

man von Zeit zu Zeit Gaarproben, indem man ein blankes cylindrisches Eisen (Gaareisen) durch die Form in die flüssige Metallmasse taucht, die erstarrte Kruste (Gaarspahn) abschlägt und nach deren Farbe, Dicke und dem Gefüge die Qualität des Kupfers beurtheilt. Ist das Kupfer gaar, dann ist der Gaarspahn dünn und biegsam, auf der Oberfläche kraus, innen mit reiner Kupferfarbe etc.; ein dicker, glatter, aussen grauer und innen rothgelber Gaarspahn deutet auf noch nicht völlige Entfernung der Unreinigkeiten, auf ein zu junges Kupfer, welches durch noch weitere Oxydation gereinigt werden muss; ein dicker, krauser, innen weisslicher Gaarspahn zeigt an, dass das Kupfer Kupferoxydul in grösserer Menge aufgenommen hat, übergaar geworden ist, wo dann die fremden Bestandtheile zum grössten Theil abgeschieden sind. Antimon- und arsenfreie Kupfer macht man zur Vermeidung von Kupferverlusten möglichst genau gaar, arsen- und antimonhaltige Kupfer übergaar, um sicher zu sein, dass die fremden Bestandtheile zum grössten Theil entfernt sind. Solche übergaaren Kupfer haben weniger die Eigenschaft zu sprühen, als gaare Kupfer.

Ein Gehalt an Kupferoxydul ist weniger schädlich, als ein solcher an fremden Stoffen, weil er sich durch ein Umschmelzen des Kupfers unter Einwirkung von reducirenden Gasen (Hammergaarmachen) entfernen lässt.

Auch kann man übergaares Kupfer dadurch in der Gaare zurückführen, dass man frisches Kupfer oder etwas Blei zusetzt, welches letztere das Kupferoxydul reducirt. In derselben Weise wirkt das Polen.

Holt man den Gaarspahn bei abgestelltem Gebläse, so zeigt derselbe die Kennzeichen eines zu jungen Kupfers, während die bei umgehendem Gebläse genommene Probe auf die Gaare deutet. Ist letztere eingetreten, so stellt man das Gebläse ab, nimmt die Seitenbleche weg, zieht die Kohlen von der Oberfläche des Kupfers mit einem Streichholz ab, reinigt den Formrüssel und den Herdrand von Ansätzen erstarrten Kupfers, zieht die Gaarschlacke ab und bedeckt das flüssige Kupfer mit Kohlenklein. Wird letzteres zurückgeschoben, so kann man aus der Beschaffen-

heit des Metallspiegels auf den Grad der Gaare schliessen. Gaares Kupfer befindet sich in einiger Wallung und es zeigen sich darauf spärlich weisse Punkte; zu junges Kupfer steht mit blanker Oberfläche ruhig im Herd, es erscheinen auf demselben dunklere, aber rasch verschwindende Flecke in grösserer Menge und der Rand desselben erstarrt leicht; bei übergaarem Kupfer befindet sich die Oberfläche in heftig wallender Bewegung, sie erscheint sehr weiss und es erscheinen auf derselben viele kleine weisse Pünktchen.

Zeigt das gaare Kupfer nach dem Zurückschieben der Kohlenkleindecke, namentlich am Rande weisse Flecken, auf denen wieder schwarze Punkte erscheinen, so hat dasselbe die zum Scheibenreissen erforderliche Temperatur. Das Kohlenklein wird abgeräumt, der Rand des Herdes mit dem Spett gereinigt, die Unreinigkeiten von der Herdplatte abgekehrt und wenn sich auf der Oberfläche des Kupfers eine Haut gebildet hat, Wasser mit einem gewissen Handgriff aus einem kleinen Holzgefäss so gegen die Brandmauer gegossen, dass es in einem zarten Regen auf das Kupfer zurückspritzt. Zwei Arbeiter kippen alsdann die oberste Scheibe mit Spetten, welche auf einer Unterlage ruhen, auf, lassen die Scheibe abtropfen, worauf der eine Arbeiter mit dem Spett loslässt, die Scheibe mit einer Zange fasst und sie auf der hohen Kante in ein nebenliegendes Wasserbassin wirft. Bringt man die Scheiben flach in dasselbe, so entstehen leicht gefährliche Explosionen. Auf diese Weise wird der ganze Inhalt des Herdes in Scheiben gerissen.

Je dünner und glatter die Scheiben sind, desto besser pflegt das Kupfer zu sein; es können jedoch dünnere Scheiben, welche Antimon und Arsen enthalten, weniger werthvoll sein, als dickere mit einem reichlichen Gehalt an Kupferoxydul.

2) Das Gaarmachen im grossen Herde (Spleissofen).

Die Vorgänge hierbei sind dieselben, wie im kleinen Herd, nur wird die oxydirende Wirkung der Gebläseluft

Vorzüge vor dem kleinen Herd.

durch eine reducirende nicht theilweise wieder aufgehoben, indem der Feuerungsraum vom Schmelzraum getrennt ist. In Folge dessen lassen sich auf diese Weise unreinere, Antimon, Arsen, Blei etc. enthaltende Kupfer vollständiger gaarmachen, als im kleinen Herde; da sich auf einmal grössere Quantitäten Kupfer mit rohem Brennmaterial behandeln lassen, so ist der Process vortheilhafter, überall auch übersichtlicher und rationeller. Die Kupferverluste sind wohl nicht grösser als im kleinen Herde. Flugstaubkammern über dem Spleissofen können von Nutzen sein. Man combinirt wohl beide Methoden, indem man unreinere Kupfer erst im Spleissofen gaart (Verblasen) und dann im kleinen Herd völlig gaar macht. So werden diesem letzteren Verfahren Schwarzkupfer unterworfen, welche etwa beim Durchstechen des Mittelsteins fallen sollten; die bei den spätern Steindurchstechen erfolgenden Kiesschwarzkupfer werden gleich im kleinen Herd gaargemacht.

Producte.

Als Producte vom Gaarmachen erfolgen:

Gaarkupfer.

1) Gaarkupfer, Rohgaarkupfer, Rosettenkupfer, je nach seinem Gehalt an Kupferoxydul oder fremden Metallen in dickeren oder dünneren Scheiben.

Wegen dieses, oft bis 18% steigenden Gehaltes an Kupferoxydul lässt sich dasselbe weder walzen noch hämmern, ohne rissig zu werden, und bedarf deshalb noch eines reducirenden Umschmelzens zur Reduction des Kupferoxyduls, um geschmeidig zu werden. Dies kann entweder

Hammergaarmachen.

a) durch Hammergaarmachen geschehen, indem man dasselbe in einem kleinen Herd möglichst gleichmässig einschmilzt und dafür sorgt, dass es stets oberhalb des Tiegels auf den Kohlen liegt und beim Einschmelzen durch die Kohlen in denselben fliesst, wobei die Reduction des Kupferoxyduls stattfindet. Die Form hat weniger Neigung, als beim gewöhnlichen Gaarmachen, so dass der Wind nicht den Kupferspiegel trifft, sondern in die Kohlen bläst, wodurch eine reichliche Bildung von Kohlenoxydgas stattfindet. Nach dem Einschmelzen nimmt man mittelst eines kleinen Gaareisens Probe und prüft die davon abgeschlagenen Gaarspähne auf ihre Hämmerbarkeit in der Wärme und nach dem Ablöschen. Bei einem Rückhalt an Kupferoxydul bricht der Gaarspahn

in der Kälte, das Kupfer hat, wenn man eine Zainprobe auf dem Bruche ansieht, ein schuppig-körniges, zuweilen strahlenförmiges Gefüge und eine ziegel- oder braunrothe Farbe mit mattem Glanze. Lässt man das Kupfer zu lange Zeit mit Kohle in Berührung, so wird dasselbe nach Ansicht vieler Metallurgen kohlehaltig, giebt in der Kälte einen festen, in der Hitze spröden Gaarspahn und hat einen grobkörnig-zackigen, stänglichen Bruch mit gelber Farbe. Man muss dann frisches Kupfer zusetzen oder die Gebläseluft wieder einwirken lassen, bis bei öfterem Probenehmen der Gaarspahn die gehörige Geschmeidigkeit zeigt; desgleichen muss man bei einem Oxydulgehalt Kohlen bis zu diesem Punkte einwirken lassen. Unreines Kupfer, welches fremde Metalle ohne gleichzeitige Beimengung von Kohle und Kupferoxydul enthält, hat eine unreine Farbe, eine schuppig-körnige Textur und mattes Ansehen; ein gleichzeitiger Gehalt an Kohle verschlechtert und ein solcher an Kupferoxydul verbessert das Kupfer, indem letzteres dem schädlichen Einflusse gewisser fremder Metalle, wie Blei, Antimon und Arsen entgegentritt. Nach Dick's Mittheilungen (Dingl. polyt. Journ. CXLI, 207) enthielt zähes Gaarkupfer 3—3,5% Kupferoxydul als einen neben Blei und Antimon für die Geschmeidigkeit nothwendigen Bestandtheil. Steigt der Gehalt an Kupferoxydul über eine gewisse Grenze, dann wirkt er schädlich und trägt bei reinem Kupfer zu dessen Verbesserung nichts bei.

Wie bereits angeführt, ist die Ansicht verbreitet, dass Kupfer, längere Zeit mit Kohle in Berührung, Kohlenstoff aufnehme und an seinen guten Eigenschaften dadurch verliere. Nach Dick muss dem Kohlenstoff bei Kupfer bester Qualität ein schädlicher Einfluss abgesprochen werden, welcher aber bei unreinem Kupfer, in welchem eine kleine Menge Kupferoxydul erwünscht ist, dadurch indirect herbeigeführt werden kann, dass letzteres vom Kohlenstoff reducirt wird. Als Bedeckungsmittel beim Schmelzen des Kupfers wirkt Kohlenpulver besser, als jedes andere Mittel, Zähigkeit und Homogenität des Metalles leiden dabei am wenigsten. Die geringe Güte des sogenannten überpolten Kupfers wird nach Dick nicht durch eine directe, sondern indirecte Einwirkung des Kohlenstoffs hervorgerufen.

Nach dem Hammergaarwerden lässt man das Kupfer bis zu einem gewissen Grade abkühlen und giesst es alsdann in Formen. Bei zu hoher Temperatur ausgegossen, steigt[1]) das Kupfer in den Formen und erhält Blasenräume im Innern, welche dasselbe zu seiner weiteren mechanischen Verarbeitung untauglich machen. Findet die Abkühlung des Kupfers nicht gleichmässig statt, so erstarren zunächst die äusseren Theile und üben einen so grossen Druck auf den noch flüssigen Kern aus, dass derselbe mit Gewalt herausgepresst wird. Zur Verhütung des Steigens giesst man das hinreichend abgekühlte Kupfer in Metallformen, in welchen es sich rasch abkühlt. In Sand- und Lehmformen erfolgt ein poröser Guss. Die chemische Zusammensetzung des Kupfers, namentlich ein Schwefelgehalt, hat hierbei entweder gar keine Bedeutung oder ist doch nur insofern von Einfluss, als damit die Raschheit des Erstarrens zusammenhängt.

Nicht zu verwechseln mit dem Steigen ist das Sprühen oder Spratzen des Kupfers, welche Erscheinung darin besteht, dass aus der geschmolzenen Masse beim Erstarren in Folge einer Gasentwicklung Kupferkügelchen in die Höhe gerissen werden. Es ist noch nicht entschieden, ob diese Gasentwicklung, ähnlich wie beim Silber, durch Aufnahme von Sauerstoff aus der Luft in der Glühhitze und Wiederabgabe beim Erstarren des Kupfers eintritt, oder durch eine Reaction zwischen Kupferoxydul und Schwefel oder Kohle im Kupfer hervorgerufen wird. Eine Decke von Holzkohlenpulver wirkt der Aufnahme von Sauerstoff besser entgegen, als eine solche von andern Substanzen, z. B. Kochsalz, Borax, Soda etc., es erfolgt dabei ein zäheres und dichteres Kupfer. Auch durch Polen und Eingiessen des Kupfers in etwas eingeölte, zur Abhaltung der Luft geschlossene Formen wirkt man der Entstehung des Sprühkupfers entgegen.

Auf den Oberharzer Hütten wird alles Kupfer im rohgaaren Zustande als Rosettenkupfer in den Handel ge-

---

1) *Stölzel*, über Schmelzen und Giessen des Kupfers. *Dingl.* CLIV, 193.

bracht. Das Kieskupfer ist von guter Qualität. Zuweilen erzeugen sich an den Scheiben octaëdrische Krystalle, welche gewöhnlich nicht rein ausgebildet, sondern mit concaven und rauhen Flächen versehen sind und sich zum Gestrickten hinneigen.

b) Durch Raffiniren im Zugflammofen wird das Schwarzkupfer gleich in hammergaares Kupfer übergeführt, indem man erst oxydirend schmilzt, um die fremden Beigemengungen durch das Kupferoxydul zu oxydiren und zu verschlacken, dann das überschüssige Kupferoxydul durch reducirende Gase entfernt, welche man durch Eintauchen von grünen Holzstangen bei einer Holzkohlendecke erzeugt (das Polen). Kupferraffiniren.

Dieser Process gewährt nur bei grösseren Kupferproductionen Vortheile und findet deshalb auf den Oberharzer Hütten keine Anwendung.

2) Gaarkrätz, Gaarschlacken, bestehen aus *FeO*, Cu^2O, *NiO*, *PbO*, SiO^3, Al^2O^3 etc. in veränderlichen Verhältnissen, zuweilen von der Zusammensetzung *m* [$3RO$, SiO^3] $+$ Al^2O^3, SiO^3. Gaarschlacken.

Dieselben werden auf Gaarkupfer von minderer Qualität zu Gute gemacht.

3) Spritzkupfer aus den Flugstaubkammern, gemengt mit Kohlentheilen, Asche etc. Dieser Flugstaub wird verwaschen, mit Kalk eingebunden, zu Batzen geformt, im Gaarherd mit zugesetzt und die entstandene kalkhaltige Schlacke abgezogen. Bei einer Production von 700 Ctnr. Kieskupfer zur Altenauer Hütte erfolgen aus dem Flugstaub etwa 3 Ctnr. = 0,43% Gaarkupfer. Bei Krätzkupfer erfolgt viel weniger Spritzkupfer. Spritzkupfer.

§. 57. Krätzkupferarbeit.

Diese Arbeit bezweckt die Zugutemachung der bei der Bleisteinarbeit gefallenen Kupferbleisteine (p. 431) auf Kupfer, Silber und noch einen geringen Theil Blei, und wird auf den Hütten zu Altenau, Lautenthal und Andreasberg ausgeführt. Die Kupferbleisteine von Clausthaler Hütte werden nach Altenauer Hütte geschafft. Bis zur Erzeugung von Schwarzkupfer geht diese Arbeit denselben Weg, wie die Kupferkiesarbeit, weicht dann aber Zweck.

mit der weitern Verarbeitung des Schwarzkupfers ab, indem dessen Silbergehalt vor dem Gaarmachen durch Frischen und Saigern mittelst Bleies ausgezogen wird.

Die Krätzkupferarbeit erfordert nachstehende Operationen:

A. Rösten und Durchstechen der Kupferbleisteine, nöthigenfalls mit vorherigem Verblasen.

Verfahren. Die Kupferbleisteine von Clausthaler, Altenauer und Lautenthaler Hütte werden, ähnlich wie der Rohstein von der Kiesarbeit und unter ähnlichen Vorgängen, in Rösthäusern in Haufen mehrmals geröstet und dann mit Kies- und Steinschlacken einem reducirenden und solvirenden Schmelzen mit Holzkohlen im Brillenofen unterworfen, wie gerösteter Rohstein von der Kiesarbeit. Schon beim ersten Kupfersteinschmelzen entsteht neben concentrirtem Kupferstein ein bleiisches Schwarzkupfer. Der Kupferstein wird nach jedesmaliger Verröstung in mehreren Feuern dem zweiten und dritten Kupfersteindurchstechen übergeben, wobei immer mehr Schwarzkupfer erfolgt und zuletzt nur eine geringe Menge Stein, welche in die nächstjährige Krätzkupferarbeit übergeht. Die mehr oder weniger bleiischen, silberhaltigen Schwarzkupfer werden behuf ihrer Entsilberung dem Kupferfrischen und Saigern übergeben, die Steinschlacken aber entweder abgesetzt oder in die Schmelzarbeiten zurückgegeben.

Abweichungen zur Andreasberg. Hütte. Bei den Andreasberger Kupferbleisteinen vom vierten Bleisteindurchstechen (Rauhsteinen) genügt ein öfteres Rösten und Durchstechen nicht, um den bedeutenden Antimon- und Arsengehalt so weit zu entfernen, dass demnächst ein Gaarkupfer von nur mittelmässiger Beschaffenheit erfolgt. Es bedarf dazu eines kräftig oxydirenden Schmelzens der Steine in einem Gebläseflammofen (Verblasen, Steintreiben), um Antimon und Arsen zu verflüchtigen und zu verschlacken. Der beim ersten Verblasen (rauhes Verblasen) erfolgende Stein (Schlackenzeug) mit mehr oder weniger oxydischen Bestandtheilen wird in einem Krummofen auf etwas Werkblei und guten Stein durchgestochen, welcher abermals zum Verblasen kommt. Der

hierbei fallende Kupferstein wird noch 4—5 mal durchgestochen, nachdem er jedesmal vorher 10—15 Röstfeuer erhalten hat. Das öftere Wenden des Rostes muss deshalb geschehen, weil der Stein wegen seines Gehaltes an Schwefelantimon und Schwefelarsen leicht schmilzt und nur wenig von selbst fortbrennt. Das von den letzten Steindurchstechen erfolgende Schwarzkupfer wird der Entsilberung übergeben. Das Durchstechen der Steine geschieht in Sumpföfen, bei welcher Einrichtung der Schwarzkupferfall mehr vermieden wird, als in Brillenöfen.

Entsilberung der Schwarzkupfer

Die Entsilberung besteht hier, wie auf den andern Hütten darin, dass man das silberhaltige Kupfer mit Blei zusammenschmilzt (Kupferfrischen), wobei sich zwei Legirungen von silberarmem Kupfer und silberhaltigem Blei bilden, welche man durch Saigern trennt.

Die Saigerung ist sehr mangelhaft, weil sie keine völlige Abscheidung des Silbers gestattet, mit einem bedeutenden Verlust an Silber, Blei und Kupfer und einer Menge von Arbeiten verbunden ist, welche zur theilweisen Wiedergewinnung obiger in den vielen Zwischenproducten zurückgebliebenen Metalle dienen. Aus diesen Ursachen sucht man diese Entsilberungsmethode immer mehr und mehr durch andere vollkommenere Processe zu ersetzen.

Auch am Harze hat man, die Mängel der Saigerung erkennend, Versuche angestellt, die Kupferbleisteine mittelst der Bleisäule (hydrostatisches Schmelzen) zu entsilbern, — Amalgamation, Augustin's Kochsalzlaugerei und Ziervogel's Wasserlaugerei möchten sich dafür wegen ihrer bleiischen Natur nicht eignen —, es ist jedoch aus später zu erörternden Gründen die Zuflucht wiederum zur Saigerung genommen worden, weil sie sich hier bei den billigen Bleipreisen und der möglichst zweckmässigen Benutzung der dabei fallenden Zwischenproducte immer noch am besten bewährt.

Eine wesentliche Verbesserung der Saigerung ist die, dass man die unreinen Zwischenproducte nicht mehr, wie früher, bei den verschiedenen Kupferarbeiten zuschlägt und dadurch das Hauptproduct verdirbt, sondern dieselben eignen Arbeiten unterwirft und Kupfersorten von geringerer Qualität erzeugt.

Vielleicht lässt sich die Saigerung durch Auflösung des verblasenen Kupfers in verdünnter Schwefelsäure mit Vortheil ersetzen, wie dies neuerlich zu Oker der Fall gewesen ist (Freiberg. Berg- und Hüttenm. Ztg. 1859, Nr. 19).

B. Schwarzkupferfrischen.

Allgemeines. Man versteht unter Frischen auf Saigerhütten das Zusammenschmelzen des silberhaltigen Schwarzkupfers mit metallischem Blei oder bleiischen Producten, um das Silber des Kupfers ans Blei zu binden, zu welchem es verwandter ist. Damit dieses möglichst vollständig geschehe, muss die Menge des Zuschlagbleies zum Kupfer und Silber in einem bestimmten Verhältnisse stehen.

Nach Karsten darf das Verhältniss des Bleies zum Kupfer nicht grösser sein, als 11 : 3, wenn man beim demnächstigen Absaigern nicht zu viel Kupfer ins Saigerblei überführen will; ferner sind nach demselben zu jedem Loth Silber, welches das Metallgemisch aus Kupfer und Blei enthält, wenigstens 15—16 Pfd. Blei erforderlich. Diese Verhältnisszahlen können aber, will man sich bei der Entsilberung schadlos halten, nach Localverhältnissen, namentlich aber bei der Entsilberung armer Kupfer, wesentliche Modificationen erleiden. Bei Zusammensetzung einer Frischbeschickung ist zu erwägen, ob es in Bezug auf den Werth der Metalle vortheilhafter ist, lieber etwas Kupfer ins Saigerblei zu führen und das Silber vollständiger zu gewinnen, oder lieber mehr Blei und Silber im Kupfer zu lassen, um einen möglichst geringen Verlust an letzterem zu haben. Durch eine hohe Bleibeschickung wird immer das höchste Silberausbringen erreicht, dabei aber der Blei- und Kupferverlust vermehrt; bei einer zu niedrigen Beschickung findet das Entgegengesetzte statt, und man muss in solchem Falle von zwei Uebeln das kleinste wählen.

Auf den Oberharzer Hütten hat sich nach langjähriger Erfahrung das Verhältniss von 100 Pfd. Kupfer zu 200 bis 250 Pfd. Blei in Bezug auf das Metallausbringen als das günstigste bewährt. Je nachdem nun das Schwarzkupfer schon mehr oder weniger Blei enthält, wird dieses Verhältniss etwas modificirt und zwar richtet man sich hierbei

nach dem Verhalten der Frischstücke beim Saigern. Der erforderlichen Gleichförmigkeit des Processes halber wird zu jedem Frischstück Schwarzkupfer von den verschiedenen Durchstechen und zwar nach Verhältniss des Umfangs der Haufwerke genommen. Das Schwarzkupfer ist in noch glühendem Zustande vorher zerkleinert.

Wie hoch der Silbergehalt eines Schwarzkupfers wenigstens sein müsse, um vortheilhaft entsilbert zu werden, darüber liegen noch keine hinreichenden Erfahrungen vor. Er beträgt bei den aus 2—2³/₄löthigen Kupfersteinen dargestellten Oberharzer Schwarzkupfern, je nachdem diese bei den verschiedenen Durchstechen gefallen sind, resp. 7, 5¹/₂, 4 und 3¹/₂ Loth., durchschnittlich etwa 5 Lth. im Centner, und es erfolgen demnächst 1löthige Gaarkupfer. Wie hoch sich der Gewinn bei einer Saigerung von 5¹/₂ löthigen Kupfern in einem Jahre zu Altenauer Hütte rechnet, zeigt folgendes Beispiel.

Es wurden 306 Ctr. (alt. Gew.) Schwarzkupfer mit 5¹/₂ Loth Silber mit 841 Ctr. 50 Pfd. Blei verfrischt und dabei erhalten:
109 Mark 5 Lth. Blicksilber = 101 Mark 7 Lth. Brandsilber zu 1415 Thlr. 18 Ggr.

Man erhielt 741 Ctr. Blei wieder, hatte also

Bleiverlust — 100 Ctr. — oder für	500 Thlr.	— Ggr.	— Pf.
für Brennmaterial	347 „	14 „	6 „
„ Herdmaterial	11 „	18 „	8 „
„ Arbeitslöhne	139 „	18 „	5 „
Kosten	999 Thlr.	3 Ggr.	7 Pf.

also Gewinn 1415 Thlr. 18 Ggr — 999 Thlr. 3 Ggr. 7 Pf. = 416 Thlr. 14 Ggr. 5 Pf., wohl wegen des nicht berechneten Kupfers etwas zu gering.

4¹/₂löthiges Schwarzkupfer wird sich nach dieser Berechnung kaum noch mit Vortheil entsilbern lassen. Der schwankende Bleipreis ist dabei von wesentlichem Einfluss.

Zur Erlangung treibwürdiger Saigerwerke fand früher auf den Oberharzer Hütten ein dreimaliges Frischen statt, indem man die beim ersten Frischen (Armfrischen) erhaltenen Werke noch zweimal zur Entsilberung frischen Schwarzkupfers (Mittel- und Reichfrischen) anwandte, **Arm- und Reich-frischen.**

wobei Arm-, Mittel- und Reichwerke mit resp. 2, 3½ und 4½ Lth. Silber fielen. Es hätte nun eigentlich bei derselben Bleibeschickung und demselben Silbergehalt des Kupfers sich jener Silbergehalt wie 2 : 4 : 6 verhalten müssen; allein obiges Verhältniss blieb constant, wodurch ein grösserer Rückhalt des mit Arm- und Mittelwerken verbleiten Schwarzkupfers an Silber entstand. Dieser erklärt sich dadurch, dass das Kupfer bei der Saigerung nicht unbedeutende Mengen Blei von der Bleibeschickung zurückhält, welches beim Armfrischen aus fast reinem Blei, beim Mittel- und Reichfrischen aber aus silberreicherem Blei (Arm- und Mittelwerken) besteht. Da nun silberarmes, reines Blei (Frischblei) aus silberhaltigem Schwarzkupfer das Silber vollkommener auszieht, als schon mit Silber, Antimon etc. theilweise gesättigtes Blei (Arm- und Mittelwerke), so war durch Versuche nachzuweisen, ob es vortheilhafter sei, durch einmaliges Frischen mit silberarmem Blei ein silberärmeres Werkblei und vollständiger entsilbertes Schwarzkupfer oder ein reicheres Saigerblei und weniger vollständig entsilbertes Kupfer durch mehrmaliges Frischen zu erzeugen, wobei also hauptsächlich zur Frage kam, ob das Mehrausbringen an Silber in ersterem Falle den grössern Verlust an Blei beim Abtreiben decken würde.

Zur Lautenthaler Hütte in dieser Absicht angestellte Versuche lieferten ein 2—3faches Werkequantum mit 2 Lth. Silber, bei dessen Vertreiben ein grösserer Bleiverlust und ein eben so vielfacher Aufwand an Brennmaterial, Herdmaterial und Löhnen entstand, der aber durch das Mehrausbringen an Silber hinreichend gedeckt wurde. Seit 1839 ist das einmalige Frischen zur Lautenthaler Hütte current eingeführt und es beträgt das jährliche Mehrausbringen an Silber etwa 7 Mk., während die dadurch vermehrten Kosten sich höchstens auf 30 Thlr. belaufen.

Versuche zur Altenauer Hütte haben ein gleich günstiges Resultat ergeben. 216 Ctr. (alt. Gew.) Schwarzkupfer mit 5 Lth. Silber lieferten bei mehrmaligem Frischen bei einem Bleiverlust von 70,18 Ctr., an 40 Mk. 15¾ Lth. Silber, während von demselben Schwarzkupferquantum bei einmaligem Frischen der Bleiverlust 76 Ctr. 25 Pfd. = $15\frac{7}{12}$ Prct., das Silberausbringen aber 54 Mk. 14½ Lth. ausmachte.

Die Kosten beim mehrmaligen Frischen des obigen Schwarzkupferquantums betrugen 590 Thlr. 5 Ggr. 6 Pf. Vergleicht man dieselben mit dem Werthe der ausgebrachten 40 Mk. 15¾ Lth. Silber à Mk. zu 13 Thlr. 21 Ggr. = 568 Thlr. 15 Ggr. 10 Pf., so ergiebt sich ein Schaden von 21 Thlr. 13 Ggr. 8 Pf., der aber durch Berücksichtigung mehrerer nicht in Anschlag gebrachter Umstände reichlich gehoben wird. Beim einmaligen Frischen betrugen die Kosten 674 Thlr. 4 Ggr. Diese mit dem Werthe des ausgebrachten Silbers zu 54 Mk. 14½ Lth. à Mk. 13 Thlr. 21 Ggr. = 761 Thlr. 19 Ggr. 7 Pf. verglichen, gibt einen Gewinn von 87 Thlr. 15 Ggr. 9 Pf., der sich mit Hinzurechnung des Schadens beim mehrmaligen Frischen auf 109 Thlr. 5 Ggr. 5 Pf. erhöht, was einen jährlichen Gewinn von 218 Thlr. 10 Ggr. 10 Pf. bringt.

Glätte statt Blei beim Frischen.

Früher wurde auf den Oberharzer Hütten Glätte beim Frischen mit angewandt. Versuche haben erwiesen, dass metallisches Blei vor der Glätte bedeutende Vorzüge hat. Es fallen dabei weit weniger Frischschlacken, es verflüchtigt sich bei dem raschen Schmelzen mit heller Gicht weniger Blei als Glätte, das Kupferausbringen wird erhöht und die Qualität desselben verbessert, indem Frischblei reiner als Glätte ist, bei deren Verfrischen an 3 Prct. antimonhaltigen Bleidrecks weggeschafft werden. Auch wird der Process für den Arbeiter unübersichtlicher, weil die Glätte unregelmässig und nicht so rasch niederschmilzt als Frischblei. Wendet man einmal Glätte an, so nimmt man am liebsten kupferige, um ihren Kupfergehalt mitzugewinnen. Dies hat jedoch wieder den Uebelstand, dass sich diese kupferige Glätte beim Vorbeigang vor der Form weniger deutlich vom Kupfer unterscheidet als Blei, und man die Frischstücke nicht so sorgfältig separirt halten kann.

Verfahren beim Frischen.

Nach dem Zumachen und Abwärmen des Spurofens (p. 310), dessen Höhe man nicht zu beträchtlich nimmt, weil keine bedeutende Temperatur erforderlich ist und Kupfer und Blei leichter im richtigen Verhältniss zusammenkommen, füllt man denselben ganz mit Kohlen an und setzt anfangs einige Stückchen Blei (etwa ¼ Ctr.) auf, damit das nachfolgende geschmolzene Kupfer eine flüssige Unterlage vor-

findet und nicht auf der Herdsohle erstarrt. Sodann wird ein Centner Schwarzkupfer, in ei- bis wallnussgrosse Stücke zerschlagen, an die Formwand des Ofens gegeben und ein Füllfass Kohlen aufgestürzt. Tritt nach etwa 5 Minuten das Kupfer vor die Form, so giebt man das zum ersten Stück gehörige Bleiquantum (2³/₄ Ct.) auf, dann ein Füllfass Kohlen und zuletzt das Kupfer zum zweiten Stücke. Das Blei tritt rasch vor die Form, trifft hier noch das schmelzende Kupfer, legirt sich und tritt gemeinschaftlich mit demselben durch das offene Auge in den Vorherd. Nach 5 Minuten hört das Ausfliessen auf und das erste Stück wird in die mit Lehmwasser ausgestrichene Frischpfanne abgestochen. Während der Zeit ist das Kupfer zum zweiten Stück vor die Form getreten, wo dann wieder Blei, Kohlen und Kupfer aufgegeben werden und wie vorhin verfahren wird. Es sind immer 3 Frischstücke in Arbeit: das erste in der Pfanne, das zweite vor der Form im Schmelzen begriffen, und das Kupfer zum dritten oben im Ofen. Durch fortwährendes Beobachten der Form und stete Aufmerksamkeit ist der Schmelzer im Stande, die einzelnen Stücke separirt zu halten. Das Kupfer zeigt sich vor der Form als dunkelglühende, zackige Stücke, welche durch das tropfenweise darauf fallende Blei flüssig werden. Bei sehr schwerschmelzigem Schwarzkupfer giebt man das Blei nach und nach auf, damit es nicht schon in den Herdtiegel ausfliesst, während sich noch Kupfer vor der Form befindet.

Bei gutem Gange fliessen Frischstück und Schlacke gleichmässig und ziemlich stark durch das Auge aus; bleibt letztere zurück, so muss mit dem Räumeisen gearbeitet werden. Wird die Form dunkel, ist Kupfer durch die Kohlen hindurch vor dieselbe gefallen, so erhöht man den Kohlensatz und stösst das sich ansetzende Kupfer von Zeit zu Zeit weg. Bei schlechten Kohlen kühlt sich die Masse wohl im Vortiegel und muss dann durch Bedecken mit glühenden Kohlen wieder hinreichend flüssig gemacht werden. Hilft dies nicht, so sticht man die erstarrende Masse ab und bringt sie in den Ofen zurück.

Die Frischstücke werden durch Begiessen mit Lehmwasser in der Frischpfanne rasch abgekühlt, an einem vor

dem Erkalten eingelegten Haken ausgehoben und zur Seite gebracht.

Frischproducte

Man erhält beim Frischen nachstehende Producte:

1) Frischstücke, im flüssigen Zustande eine homogene Legirung von Kupfer, Blei und Silber, welche aber bei dem plötzlichen Abkühlen zu einem Gemenge von silberhaltigem Blei und einer Legirung erstarrt, welche aus etwa 1 Theil Blei und 3 Theilen Kupfer mit geringem Silbergehalt besteht. Die Absonderung geschieht zum Theil nach dem specifischen Gewichte, so dass die kupferhaltige Legirung mehr nach oben geht.

Man giebt der Legirung die Form von 3—3½" dicken Scheiben behuf des Absaigerns. Dickere Scheiben erfordern zur Ausschmelzung des silberhaltigen Bleies beim Saigern eine so starke Hitze, dass auch leicht das Kupfer in Fluss geräth. Dasselbe tritt bei dünneren Scheiben leicht ein.

2) Kupferfrischschlacken erzeugen sich in geringer Menge aus der Asche des Brennmaterials und den Erden der Ofenwände in Verbindung mit oxydirtem Kupfer und Blei; kommen zum Krätzfrischen.

3) Krätz, Ofenschur und Flugstaub mit variablem Blei- und Kupfergehalt, kommen im verwaschenen oder ungewaschenen Zustand zum Krätzschmelzen.

C. Saigern der Frischstücke.

Verfahren.

Das Saigern, die Trennung des beim Frischen gebildeten silberhaltigen Bleies vom Kupfer bezweckend, wird in der Weise ausgeführt, dass man die Frischstücke, in Zwischenräumen von 5—6 Zoll durch Holzpflöcke auseinander gehalten, vertikal auf die geneigten Saigerscharten des Saigerherds (p. 288) aufstellt, diesen mit Eisenplatten umgiebt und die leer gebliebenen Räume mit Holz und Kohlen ausfüllt. Hierauf zündet man ein paar Holzklüfte in der 1' 10" hohen und unten 1' 6" breiten Saigergasse, welche nach hinten ein Ansteigen von 6" hat an, und füllt den Sumpf mit glühenden Kohlen. Nach ½—¾ Stunden fängt das Werkblei an, durch die ½" breite Saigerritze zu tröpfeln und dem Sumpf zuzufliessen. Man feuert im Anfang langsam, damit nicht zu viel Kupfer abschmilzt, wel-

ches dann theils Krätze bildet, theils ins Blei geht; später, wenn die Masse strengflüssiger wird, erhöht man durch Oeffnung der Züge in der Rückwand des Herdes die Temperatur. Bei guter Beschaffenheit der Kohlen gehen die Frischstücke schon mit dem ersten Male gehörig nieder; ist dies nicht der Fall, so müssen nochmals welche aufgegeben werden. Saigergasse und Saigerritze muss man öfters von Ansätzen reinigen und in ersterer immerfort brennendes Holz erhalten. Der Luftzutritt muss möglichst abgehalten werden, damit nicht zu viele leichtflüssige oxydirte Verbindungen (Saigerkrätz) entstehen. Kommt kein Blei mehr, so reisst man das auf den Saigerscharten zurückgebliebene bleiische Kupfer (Kiehnstöcke) vom Herde und lässt dasselbe erkalten.

Producte. Als Producte erhält man:

1) Saigerblei, Saigerwerke zum Abtreiben.

2) Kiehnstöcke, entsilbertes Kupfer mit etwa $^1/_4$ Blei, in Gestalt von rauhen, gekrümmten und zusammengeschrumpften Stücken. Nach Karsten findet zwischen dem Kupfer- und Bleigehalt des Saigerbleies und der Kiehnstöcke derselben Arbeit ein constantes Verhältniss statt, indem z. B. das Werkblei 1 Atom Kupfer auf 12 Atom Blei enthält, die Kiehnstöcke das umgekehrte Verhältniss. Obgleich die Behandlung des Kupfers mit Blei ausser einer Entsilberung eine Reinigung von Antimon und Arsen herbeigeführt hat, so bleiben die Substanzen doch noch theilweise beim Kupfer in den Kiehnstöcken neben Blei zurück und müssen durch einen Oxydationsprocess, sei es durch Darren (Andreasberger Hütte) oder durch Verblasen und Gaarmachen (Lautenthaler und Altenauer Hütte) entfernt werden.

Während das Darren in einem blossen Glühen der Kiehnstöcke bei Luftzutritt besteht, wobei nach Karsten die feste Verbindung von $Cu + 12\,Pb$ an der Oberfläche oxydirt wird und in Folge dessen zur Wiederherstellung des gestörten Gleichgewichtes eine Bewegung des Bleies aus dem Innern der Masse nach der Oberfläche zu erfolgt, wo es dann von Neuem Sauerstoff aufnimmt, so werden dieselben beim Verblasen auf dem Herd eines Treib- oder Spleissofens ganz in Fluss gebracht und der oxydirenden

Einwirkung der Gebläseluft ausgesetzt. Das Verblasen ist hiernach ein weit kräftigerer Oxydationsprocess als das Darren, und wird deshalb hauptsächlich zur Reinigung unreinerer Kupfer angewandt. Während man z. B. die sehr unreinen Unterharzer silberhaltigen Rohrostschwarzkupfer vor dem Frischen verbläst, so genügt später ein Darren der Kiehnstöcke; zu Altenau dagegen verfrischt man die bei den verschiedenen Steindurchstechen gefallenen Schwarzkupfer direct und unterwirft dann die Kiehnstöcke einem Verblasen.

Es kann nun die Frage aufgeworfen werden: ist es vortheilhafter, die Schwarzkupfer vor dem Verfrischen zu verblasen und später die Kiehnstöcke zu darren (Oker), oder unterwirft man besser die Schwarzkupfer direct dem Frischen und verbläst dann die Kiehnstöcke (Altenau)? Bei unreinem, silberarmen Schwarzkupfer, wobei zur Erzielung treibwürdiger Werke ein mehrmaliges Frischen in Anwendung ist, wie bislang zu Oker, möchte wohl ersteres Verfahren vorzuziehen sein. Man hat mit dem vorherigen Verblasen der Kiehnstöcke zu Oker folgende Vortheile erzielt:

a) Man erhält eine geringere Menge reineren Kupfers mit einem höheren Silbergehalt zur Saigerung.

b) Das Gaarkupfer ist viel besser geworden, namentlich aber die Bildung des Glimmerkupfers beeinträchtigt, indem auch beim Reichfrischen weniger Antimon durchs Blei ins Kupfer gebracht wird.

c) Die Armwerke sind reiner geworden und nehmen deshalb beim Reichfrischen mehr Silber auf.

d) Das Silberausbringen ist gestiegen, indem der beim Frischen schädliche Schwefelgehalt der Schwarzkupfer, der immer Silber zurückhält, beim Verblasen entfernt ist, und durch den nachfolgenden Darrprozess ein nicht geringer Theil des Silbers im Pickschiefer und der Darrschlacke angesammelt wird, welcher beim Verblasen der Kiehnstöcke in den Schlacken verloren geht.

Bei unreineren silberhaltigen Kupfern unterwirft man wohl die Kiehnstöcke zunächst einem Darren, um ihren Silbergehalt, welcher bei einem sofortigen Verblasen verloren gehen würde, noch theilweise im Pickschiefer zu ge-

winnen, die gedarrten Kiehnstöcke (Darrlinge) werden dann auf dem grossen Gaarherd verblasen und zuletzt im kleinen Herd gaargemacht (Andreasberger Hütte).

3) Saigerkrätz, aus metallischem und oxydirtem Blei und Kupfer bestehend und dadurch gebildet, dass beim Saigern der Luftzutritt nicht vollständig abgeschlossen werden kann. Kommt zur Krätzarbeit.

D. Darren der Kiehnstöcke.

Verfahren. Um den in den Kiehnstöcken vorhandenen geringen Silbergehalt noch theilweise nutzbar zu machen und auch deren Reinigung zu veranlassen, werden dieselben gedarrt, d. h. bei Luftzutritt stark geglüht, ohne Schmelzung herbeizuführen. Die Kiehnstöcke bringt man auf die Darrbänke unter das Gewölbe des Darrofens (p. 288), schliesst dasselbe an der Vorderseite und unterhält in den Darrgassen eine 10—12 stündige Holzfeuerung, wobei im Kupfer noch enthaltenes silberhaltiges Blei an die Oberfläche der Stücke getrieben wird, sich hier oxydirt und als leichtflüssiges Gemisch von Metalloxyden (Darrschlacke) in die Darrgassen tröpfelt. Gegen das Ende des Processes lässt die Schlackenbildung nach, und die Oberfläche der Stücke überzieht sich dann nur noch mit einer oxydirten Kruste. Diese sowohl, als die Darrschlacke ist noch mehr oder weniger silberhaltig. Als Kennzeichen für die Beendigung des Processes dient das Aufhören der Bildung der zuletzt von Kupferoxydul sich immer mehr röthenden Darrschlacke.

Von den Darrlingen wird die silberhaltige Kruste mittelst eines spitzen Hammers abgepickt und dadurch Pickschiefer gewonnen.

Zur Lautenthaler Hütte werden die Kiehnstöcke von der Kupfersaigerkrätz- und Kupferschurarbeit auf dem Saigerherd bei starker Holzfeuerung gedarrt und dann verblasen.

Producte. Vom Darren erfolgen nachstehende Producte:

1) Darrlinge, welche zur Abscheidung der noch darin enthaltenen fremden Metalle durch Verblasen und Gaarmachen gereinigt werden.

2) Darrschlacken, Darrkrätz, enthalten, je nachdem sie vom Anfang oder Ende des Processes gefallen sind, verschiedene Mengen von Kupfer, Blei und Silber und werden mit andern silber- und kupferhaltigen Abfällen beim Krätzfrischen zu Gute gemacht.

3) Pickschiefer, ein Gemenge von metallischem und oxydirtem Kupfer und Blei mit nicht unbedeutendem Silbergehalt, die von den Darrlingen abgepickte Kruste, welche wie die Darrschlacke weiter verarbeitet wird. Wenn man die Kiehnstöcke, ohne sie zu darren, gleich verbläst und gaarmacht, so geht der Silbergehalt, den man im Pickschiefer gewinnt, verloren, indem er grösstentheils beim Kupfer bleibt und nur zum geringen Theil in die Schlacke gelangt.

4) Darrsohle, Darrherd, die mit metallischen Theilen durchdrungene Sohle in den Darrgassen, welche wie die Darrschlacke weiter behandelt wird.

E. Verblasen der Kiehnstöcke.

Die beim Saigern erhaltenen Kiehnstöcke werden entweder sofort (Altenauer Hütte) oder nachdem sie zur theilweisen Ausziehung des Silbers gedarrt sind (Lautenthaler und Andreasberger Hütte), im Spleissofen verblasen und dann erst im kleinen Herd gaar gemacht, um sie noch von den darin enthaltenen fremden Stoffen zu befreien. Zweck.

Bei zu Lautenthaler Hütte im Jahre 1851 angestellten Versuchen, die Kiehnstöcke im Spleissofen gleich gaar zu machen, brachte man einige Procent Kupfer weniger aus, als bei dem gewöhnlichen Verfahren, weil das Kupfer, um von hinreichender Qualität zu erfolgen, höher getrieben werden musste. Auch fand bei dem Versuche ein grösserer Brennmaterialaufwand statt, welcher sich indess vermindern lassen wird, wenn man mehrere Gaarmachen gleich hinter einander vornimmt.

Das Verblasen (p. 516) wird auf die Weise ausgeführt, dass man das Kupfer im Spleissofen (p. 325) oder zur Andreasberger Hütte im Steintreibofen (p. 327) anfangs ohne Gebläse glühend macht, dann bei angelassenem Gebläse flüssig feuert und die sich bildende Schlacke so lange ab- Verfahren.

zieht, bis dieselbe kupferreich wird und eine genommene Gaarprobe die baldige Gaare anzeigt, d. h. der Gaarspahn einige Biegsamkeit besitzt und bei kupferähnlicher Farbe geringe Dicke zeigt. Dann sticht man das Kupfer in Herde ab und reisst dasselbe in Scheiben, welche in noch rothglühendem Zustande in Stücke zerschlagen werden. Die Vorgänge hierbei sind die (p. 515) angeführten.

Als Producte erhält man:

Producte.

1) Verblasene Kiehnstöcke zum Gaarmachen im kleinen Herde.

2) Verblasenschlacken, welche auf eine mindere Kupfersorte zugutegemacht werden. Dieselben bestehen hauptsächlich aus $Pb\,O$, Cu^2O, $Fe\,O$ mit $Si\,O^3$, $Al^2\,O^3$, $Ca\,O$, $Mn\,O$, $Co\,O$, $(3\,Ni\,O, As\,O^5)$, $(3\,Ni\,O, Sb\,O^4)$, $S\,O^3$, so wie auch aus eingemengten Metalltheilen, hauptsächlich Cu, Pb, Ni, As, Sb, Fe. Die im Anfang gezogenen Schlacken sind besonders reich an $Pb\,O$ und $3\,Ni\,O$, $As\,O^5$, von welchem letzteren sich bisweilen dunkelgrüne Blätter ausscheiden. Die Schlacke von den letzten Zügen ist vorwaltend kupferhaltig.

F. Gaarmachen der verblasenen Kiehnstöcke im kleinen Herd.

Abweichungen.

Dieses geschieht wie beim Kieskupfer (p. 510), nur kommt zu den abzuscheidenden fremden Stoffen noch Blei, was keine besondere Schwierigkeiten macht, indem dass Blei zur Reinigung des Kupfers beiträgt (p. 513). Man erhält als Producte beim Gaarmachen:

Producte.

1) Krätzgaarkupfer, von minderer Qualität als das Kieskupfer und in dickeren Scheiben.

Ein Gaarkupfer von Andreasberger Hütte enthielt nach Bodemann:

Kupfer	98,48
Blei	—
Eisen	0,75
Nickel	0,26
Antimon	0,60

2) Gaarschlacken von ähnlicher Zusammensetzung wie die Kiesgaarschlacken (p. 519), nur mit grösserem Blei

gehalt. Dieselben werden auf eine mindere Kupfersorte zugutegemacht.

Nach Berthier enthielten Harzer Gaarschlacken vom Anfang (a) und Ende des Processes (b)

	a.	b.
Kieselerde	22,3	23,9
Kupferoxydul	6,2	19,8
Bleioxyd	67,4	51,7
Eisenoxydul	1,0	1,2
Thonerde	3,4	—

G. Aufarbeit der Abfälle von den Kupferarbeiten.

Die bei den Kies- und Krätzkupferarbeiten erfolgenden Abfälle separirt man in Silberhaltige Abfälle.

1) solche, welche neben Kupfer und Blei noch einen merklichen Silbergehalt besitzen (Pickschiefer, Saigerkrätz, Darrschlacke, Darrherd, Ofenbrüche, Geschur etc.). Dieselben werden mit Glätte auf Frischstücke verschmolzen (Krätzfrischen), diese gesaigert, die erfolgenden Kiehnstöcke im Spleissofen verblasen und dann im kleinen Herd gaar gemacht, während man das silberhaltige Saigerblei abtreibt.

2) In silberarme Abfälle (wie Verbläsen- und Gaarschlacken). Silberfreie Abfälle. Dieselben verschmilzt man auf bleiisches Kupfer, welches gesaigert wird. Das dabei erfolgende silberhaltige Blei wird zum Kupferfrischen genommen, die Kiehnstöcke verblasen und dann im kleinen Herd gaargemacht.

Da sich in den Gaar- und Verblasenschlacken der Nickelgehalt des Erzes concentrirt hat, so erfolgen davon nickelreiche Kiehnstöcke, deren Gaarmachen nicht ohne Schwierigkeiten ist (p 512). Selbst bei einem Bleizusatz bleibt das Gaarkupfer nickelhaltig.

Als Hauptproducte von diesen Arbeiten fallen demnach: Producte.

a) Saigerblei, welches je nach seinem Silbergehalt zum Abtreiben oder Kupferfrischen kommt.

b) Glimmeriges Gaarkupfer, mit Kupferglimmer durchzogen, welcher das Kupfer dickflüssig und spröde macht, die schlechteste von den Harzer Kupfersorten.

Der Kupferglimmer ist eine im Wesentlichen aus

CuO, NiO und *SbO*³ bestehende und sich besonders beim Gaarmachen von Saiger- und Verblasenschlackenkupfern bildende Schlacke, welche das Gaarkupfer durchzieht, demselben stark adhärirt und sich besonders auf der Oberfläche der Kupferscheiben in dünnen 6eckigen Blättchen bis zu 1''' Grösse zeigt. Diese besitzen bei einer zwischen Goldgelb und Kupferroth stehenden Farbe bedeutenden Metallglanz und Durchscheinheit, vermindern die Festigkeit des Kupfers, besonders bei gewöhnlicher Temperatur (machen dasselbe kaltbrüchig), und bleiben beim Auflösen desselben in kalter Salpetersäure zurück. In concentrirter Salzsäure sind sie bei anhaltendem Kochen löslich, werden aber am leichtesten nach vorheriger Reduction mit Wasserstoffgas in Königswasser zur Lösung gebracht. Auch durch Schmelzen mit saurem schwefelsauren Kali lassen sie sich nach Ramdohr aufschliessen.

Enthält das Kupfer ausser im beigemengten Glimmer noch Antimon, so bleibt dieses beim Behandeln des Glimmerkupfers mit Salpetersäure zur Abscheidung des Glimmers bei diesem zurück, und man findet dann dessen Antimongehalt zu hoch, wie dies in den älteren Analysen der Fall ist. Man muss deshalb vor der Analyse des Glimmers das freie Antimonoxyd durch Digestion mit Salz- und Weinsteinsäure ausziehen. Dies ist von Ramdohr und Hahn geschehen und daher das Abweichende ihrer aufgestellten Formel von der älterer Analytiker.

Hausmann und Benecke [1]) haben diesen Körper zuerst beschrieben, und ist derselbe zuerst von Stromeyer, später von Pfannkuch [2]), Borchers [3]), Rammelsberg [4]), Ramdohr [5]) und Hahn [6]) analysirt. Die Analysen von Borchers, Pfannkuch und Rammelsberg entsprechen der Formel 12 (*CuO*,

1) *Schweigg.* Journ. XIX 249.
2) Studien des Götting. Vereins Bergm. Freunde, IV. 376.
3) *Pogg.* Ann. XLI, 333, 335.
4) *Ibid.* LXXIX, 465.
5) *Liebig's* Annalen der Chemie und Pharm. 1857, Bd. CIII. Heft 2, pag. 189.
6) Freiberger Berg- und Hüttenm. Ztg. 1860. Nr. 21.

Ni O), *Sb O*^{3}; Ramdohr und Hahn fanden 18 (*Cu O*, *Ni O*), *Sb O*^{3} und Sandberger in einem Dillenburger und Weyerer Gaarkupfer 3 *Cu*^{2} *O*, *Sb O*^{3}.

Analysen von Kupferglimmer:

	a.	b.	c.	d.
Kupferoxyd	46,32	43,38	43,72	67,648
Nickeloxyd	28,26	29,23	39,50	16,101
Antimonoxyd . . .	24,53	26,57	17,99	18,018
Bleioxyd	1,69	—	—	—

a) von Lautenthaler Hütte nach Pfannkuch, b) von Andreasberger Hütte nach Rammelsberg, c) von Altenauer Hütte nach Ramdohr, d) nach H. Hahn von Lautenthaler Hütte. Das Lautenthaler Gaarkupfer, aus welchem der Glimmer isolirt worden, enthielt

Glimmer	2,794
Antimon	0,802
Nickel	0,572
Blei	1,112

Rivot fand in einem Verblasenschlacken-Glimmerkupfer von Altenauer Hütte 94,5 *Cu*, 1,6 *Pb*, 0,4 *Fe*, 0,8 *Zn*, 0,6 *Ni*, 1,9 *Sb* und *As*, aber keinen Sauerstoff. Wahrscheinlich ist das mit Kupferglimmer durchzogene Kupfer und nicht der daraus isolirte Kupferglimmer isolirt.

Man hat versucht, das Altenauer Glimmerkupfer nach Thomson's Methode (Bgwfr. II, 31) zu reinigen, welche darin besteht, dass 100 Theile eines unreinen Kupfers mit 10 Theilen Kupferhammerschlag und 10 Theilen gemahlenem Bouteillenglas in einem bedeckten Tiegel zum Fluss gebracht und dann ausgegossen werden, wobei ein völlig reines Kupfer resultiren soll. Durch den Sauerstoff des Hammerschlags werden die fremden Bestandtheile oxydirt und dann vom Glase aufgelöst. Die Versuche führten zu einem guten Resultate, jedoch nicht auf so raschem Wege, wie Thomson angiebt, indem wiederholte Schmelzungen mit ein und demselben Kupfer nöthig waren. Schon Glas und Potasche allein wirkten reinigend, jedoch weniger als bei gleichzeitiger Anwendung von Hammerschlag. Indessen waren die Kosten der Reinigung so bedeutend, dass eine Anwendung im Grossen nicht vortheilhaft gewesen sein würde.

c) Nickelhaltige Verblasenschlacken, welche zu Anfang des Processes genommen 16,62%, in der Mitte 8,8% und am Ende 6,66% Nickel enthielten. Diese Schlacken sind sehr strengflüssig und werden zur demnächstigen Benutzung auf Nickel und Kupfer aufbewahrt.

Klappert fand eine solche Schlacke zusammengesetzt aus:

Kieselerde	23,86
Eisenoxydul . . .	16,95
Thonerde	1,36
Kalkerde	5,56
Magnesia	1,42
Alkalien	1,48
Antimon	1,79
Schwefel	0,86
Blei	19,66
Kupfer	11,28
Nickel	9,71
Kobalt	2,47
Zink	1,11

Drittes Kapitel.

Arsenikarbeit.

§. 58. Allgemeines.

Zweck. Die Arsenikarbeit bildet zur St. Andreasberger Hütte eine Vorarbeit für die Silbergewinnung. Sie bezweckt die Abscheidung des Silbers aus silberhaltigem gediegenen Arsen (Scherbenkobalt) durch einen Röstprocess, wobei das Silber im Rückstand bleibt und durch Verbleiung aus demselben ausgezogen werden kann, während arsenige Säure als Nebenproduct gewonnen wird. Das Nähere über diese Arbeit wird beim Andreasberger Hüttenbetrieb angegeben werden.

Viertes Kapitel.

Metallverluste und deren Ermittlung bei den Schmelzprocessen.

§. 59. Enstehung der Metallverluste.

Entstehung der Verluste.

Die Metallverluste entstehen entweder auf mechanischem Wege beim Transport, durch Verzetteln und Verstäuben der Erze und Producte, durch Herausblasen von feinen Erztheilchen aus der Gicht der Oefen durchs Gebläse, durch Einhüllung metallhaltiger Theile in den Abfällen (z. B. Kupferstein in Kupferschlacken) u. dgl. m., oder auf chemischem Wege, indem das abgeschiedene Metall oder Verbindungen desselben sich dampfförmig erheben, und theilweise, mehr oder weniger oxydirt, in die Atmosphäre gehen (Blei, Schwefelblei, Silberoxyd), oder nutzbare Metalle in den Abfällen und den dargestellten fertigen Producten bleiben, z. B. Silber in Kupfer und Frischblei, Metalloxyde in den Schlacken.

Der Entstehung der Metallverluste lässt sich hauptsächlich durch vorsichtiges Arbeiten bei zweckmässiger Beschickung und Ofenconstruction und die Vorrichtung von Flugstaubkammern entgegenwirken, jedoch weniger den auf chemischem, als auf mechanischem Wege entstehenden Verlusten (p. 407).

Silberverluste.

1) Silberverluste. Nach den Untersuchungen von Plattner (in dessen Röstprocessen) ist das Silber an und für sich nicht sublimirbar, nimmt aber bei höherer Temperatur Sauerstoff auf und verflüchtigt sich als Oxyd. Dieses giebt bei der Abkühlung bis zu einer gewissen Temperatur seinen Sauerstoff wieder ab und es bildet sich metallisches Silber. Auf diese Weise entstehen Silberverluste in der letzten Periode des Abtreibens, beim Verblasen des Bleisteines, beim Silberfeinbrennen, bei letzterem die mechanischen Verluste abgerechnet, welche beim Spratzen (p. 469) entstehen. Dass Silber bei erhöhter Temperatur Sauerstoff aufnimmt und denselben bei der Abkühlung wieder abgiebt, ist pag. 469 gezeigt. In Legirungen veranlasst Silber Kupfer zur Verflüchtigung und letzteres wieder Gold. Aus Legirungen, welche Silber und Gold ohne Kupfer enthalten,

verflüchtigt sich kein Gold, wohl aber bei Anwesenheit von Kupfer.

Kommt Silber mit einem Ueberschuss von gewissen Metalloxyden bei Schmelzprocessen zusammen, so wird dasselbe oxydirt und verharrt dann in der Verbindung mit den Oxyden, z. B. beim Abtreiben das Silberoxyd in der Glätte, ein Silberoxydgehalt in den Schlacken.

Durch Anwesenheit gewisser flüchtiger Substanzen, z. B. Antimon, Arsen, Zink etc. wird dasselbe zur Verflüchtigung auf mechanischem Wege disponirt, sowohl bei Röst- als bei Schmelzprocessen. Aus diesem Grunde ist der Silberverlust zur Andreasberger Hütte, wo arsen- und antimonhaltige Silbererze mit Bleiglanz verschmolzen werden, grösser als auf den übrigen Hütten, welche nur silberhaltigen Bleiglanz verarbeiten.

Werden silberhaltige Substanzen in Stücken geröstet z. B. auf den Oberharzer Hütten silberhaltige Bleisteine und Kupferbleisteine, so findet man meist auf der Oberfläche der gerösteten Stücke einen etwas grössern Silbergehalt, als in der Mitte, was einmal daher rühren kann, dass im Innern des Stückes verflüchtigtes Silberoxyd an der abgekühlten Oberfläche seinen Sauerstoffgehalt hat fahren lassen und metallisches Silber geworden ist oder dass Silberoxyd sich mit vorhandenen Metalloxyden chemisch verbunden hat. Meist wird aber das Silber durch Sublimation eines Schwefelmetalles, z. B. Schwefelblei, Schwefelantimon, Schwefelarsen etc. oder durch daraus entwickelte Dämpfe (arsenige und antimonige Säure) mechanisch mit nach oben gerissen. Dieser Verlusst ist um so grösser, je lockerer die Bruchstücke beim Rösten werden, je höher die Temperatur im Haufen steigt und je stärker der Luftzutritt und Luftzug ist.

Man darf aus diesem Grunde nicht zu blei- und silberreiche Steine verrösten und den Rösthaufen nicht zu niedrig machen, damit sich in den obern Theilen desselben die unten verflüchtigten Dämpfe zum Theil wieder condensiren können. Bei zu hohem Rost entsteht leicht ein zu starker Luftzug in demselben. Das Bedecken der Seiten des Haufens mit Klein wirkt dem Entweichen metallhaltiger Dämpfe entgegen.

2) **Bleiverluste** entstehen sowohl durch Verflüchtigung von metallischem Blei, Bleioxyd und Schwefelblei, als auch durch Verschlackung von Bleioxyd. Metallisches Blei verflüchtigt sich leichter, als Bleioxyd; Schwefelblei schmilzt schwerer als metallisches Blei, ist aber flüchtiger. Bleiverlust durch Verschlackung entsteht entweder durch Eingehen von Bleioxyd in die Schlacke oder mechanisch durch Adhäriren des Bleies oder Leches an derselben. Der Verschlackung auf ersterem Wege hilft man am besten durch eine zweckmässige Gattirung und Beschickung ab, der letztern durch Anwendung hinreichend tiefer Oefen, damit die Schlacke von der Form aus einen längeren Weg machen muss, ehe sie ausfliesst, und wobei sie die schwereren Theile kann fahren lassen. Die Verflüchtigung des Bleies hängt hauptsächlich von der Höhe des Ofens, der Pressung des Gebläsewindes und der im Gestell herrschenden Temperatur ab. Ein im Schmelzraum tieferer, nach oben sich jäh verengender, höherer Ofen und eine nicht zu starke Windpressung wirken der Bleiverflüchtigung entgegen. Bei im Schmelzraum engen Oefen stösst der Wind sehr nach oben und nimmt das fein zertheilte metallische Blei mit in die Höhe. Durch Flugstaubkammern lässt sich ein Theil des bei Schmelzprocessen verflüchtigten Bleies wieder gewinnen, jedoch nur zum geringsten Theil, wenn die Bleidämpfe sehr heiss und feinzertheilt sind, z. B. beim Abtreiben.

Bleiverluste.

3) **Kupferverluste.** Das Kupfer ist in einigen seiner Verbindungen zwar etwas flüchtig, wie die grüne Flamme beim Gaarmachen desselben im kleinen Herde zeigt, allein der dadurch entstehende Verlust ist gering im Verhältniss zu dem, welcher durch Verschlackung auf chemischem oder mechanischem Wege herbeigeführt wird. Das Kupfer findet sich in den Schlacken chemisch gebunden als Kupferoxydul und Schwefelkupfer (p. 502), dann aber auch den Schlacken mechanisch beigemengt als metallisches und geschwefeltes Kupfer (Lech), was meist in der Natur der bei Kupferschmelzprocessen erzeugten Schlacken liegt.

Kupferverluste.

Beim Gaarmachen des Kupfers entstehen noch Verluste durch Bildung von Streukupfer (p. 512), welchen man durch Vor-

richtung von Flugstaubkammern über den Gaarherden entgegen wirken kann (Altenauer Hütte).

§. 60. Ermittlung der Metallverluste.

Ermittlung der Metallverluste.

Zur Beurtheilung des Werthes eines Hüttenprocesses dient hauptsächlich die Grösse des Metallverlustes. Der auch nur einigermassen genauen Ermittlung desselben stellen sich oft grosse Hindernisse entgegen, welche veranlasst werden können

1) Durch den Hütten zugestandene, theils zu berechnende, theils nicht genau zu ermittelnde Remedien, Hülfsmittel, wodurch die Hütten für den bei der Anlieferung und Verarbeitung der Erze unvermeidlichen Metallverlust entschädigt werden. Die Remedien sind ohne besondere Bedeutung, wo Gruben und Hüttenwerke einen Besitzer haben, dagegen sind sie besonders zu berücksichtigen, wenn beide in verschiedenen Händen sind, wie auf dem Oberharze, wo ein Theil der Gruben gewerkschaftlich ist, ein Theil der Gruben aber und sämmtliche Hütten dem Landesherrn gehören.

Solche Remedien können auf den Oberharzer Hütten vorkommen:

a) Bei der Nässprobe, wo gewöhnlich für die Hütte ein nachweisbares Remedium entsteht, bei Anlieferung von viel nassen Rösten derselben aber ein Schaden erwachsen kann (p. 195).

b) Beim Probieren der Schliege auf Silber, wo nur bis auf $^1/_2$ Quint (früher $^1/_4$ Loth) ausgewogen wird, also der Hütte möglicher Weise, wenn die Zunge der Wage nicht genau einspielt, auf jeden Centner Schlieg etwas zu Gute kommt. Ausserdem erwächst der Hütte noch dadurch ein Remedium, dass im Grossen der Silberverlust durch Kapellenzug (p. 225), wie er bei der Probe stattfindet, nicht eintritt, weil der silberhaltige Herd vom Treiben immer wieder in die Schmelzarbeiten zurückgeht.

Man findet danach den Silbergehalt beim Probiren immer etwas zu niedrig und es erklärt sich hierdurch das Mehrausbringen an Silber (Plussilber) im Grossen, als

nach der Probe im Erze enthalten ist. Das Steigen und Fallen dieses Ueberschusses giebt unter sonst gleichen Umständen einiges Anhalten zur Beurtheilung des Processes. Bei sorgfältig geleitetem Betrieb können durch dieses Remedium beim Probiren wohl einige Procent Plussilber entstehen; beträgt das Silberausbringen aber mehr, so muss der Grund in etwas Anderem gesucht werden, etwa darin, dass bei Uebernahme der Erze zu gut gewogen ist oder Zuschläge gegeben sind, welche metallreicher als sonst waren und deren grösserer Metallgehalt nicht in Rechnung gebracht ist, oder dass nicht scharf genug probirt worden u. dergl. m.

Bei dem centnerweisen Verwägen der Schliege wird stets ein Ausschlag gegeben, dessen Grösse je nach der Sorgfalt dabei schwanken kann. Wollte man, namentlich bei Anlieferung grosser Posten, ganz genau wägen, so würde die dazu erforderliche Zeit kaum vorhanden sein.

Durch Verwägung grösserer Posten auf einer Brückenwage kann man unter bedeutender Zeitersparung genauer wägen. Zwar erhält man beim Probenehmen von verwogenen kleineren Posten einen bessern Durchschnitt und dies hat zeither dem centnerweisen Verwägen der Oberharzer Schliege hauptsächlich das Wort geredet; allein bei der ziemlich gleichmässigen Beschaffenheit der Erze in Schliegform wird sich auch von einem grösseren Haufwerk eine hinreichend genaue Probe nehmen lassen.

Auf der Hütte der Wildberger Gesellschaft im Revier Oberberg in Westphalen werden z. B. Posten von 300 Ctr. auf einer Brückenwage abgewogen (Berggeist Nr. 47 de 1859).

Ein Defect im Schliegmagazin kann entstehen, wenn die Schliege lange Zeit in einem Felde lagern und dadurch an Nässe verlieren. Es ist deshalb Regel, von Zeit zu Zeit die Felder völlig zu leeren und nicht auf schon längere Zeit darin lagernden Schlieg neu angelieferten zu stürzen.

c) Beim Probiren auf Blei, weil die trockne Probe den Bleigehalt stets zu niedrig angiebt;

2) Durch die Schwierigkeit beim Probenehmen zur Ermittlung des Durchschnittgehaltes eines Haufwerks. Diese ist geringer, wenn dasselbe sich in Schliegform befindet, steigert sich aber mit der Grösse der Stücke und der ungleichartigen Beschaffenheit derselben, so dass z. B. bei Kupferschlacken, welche Stein mechanisch eingehüllt enthalten, das Auge des Practikers ihren Metallgehalt oft richtiger taxirt, als dessen Bestimmung auf trocknem oder nassem Wege geschehen kann.

3) Durch die Unsicherheit der docimastischen Proben selbst; so ist z. B. bei den Oberharzer Bleiproben eine Differenz von 5% gestattet.

4) Dadurch, dass man manche Producte, z. B. Schlacken, ihrem Gewichte nach nur schätzt oder misst, statt zu wägen.

Es bleibt unter solchen Umständen nichts Anderes übrig, als bei Ermittlung der Metallverluste der Wahrheit möglichst nahe zu kommen zu suchen.

Silberverlust zur Andreasberger Hütte.

Im Nachfolgenden sollen einige Beispiele aus der Praxis zur Ermittlung der Metallverluste gegeben werden:

1) Vom Hüttenmeister Seidensticker ist der Silberverlust bei den Schmelzprocessen zur Andreasberger Hütte (nach alt. Gew.) in folgender Weise ermittelt:

Im Jahre 185½ sind überall 222⅙ Röste Schlieg mit 6636 Mark 5 Loth Silber verschmolzen.

Es betrug:

1) der nachweisbare Silberverlust in den Abgängen und Producten in

11049	Ctr.	Schlacken	à $^1/_{16}$ Lth.	=	43	Mrk.	$2^1/_2$ Lth.
5334	„	Fluthabgängen	à $^3/_{16}$ „	=	62	„	8 „
1248,53	„	Blei	à $^1/_8$ „	=	9	„	$12^1/_8$ „
142	„	Gaarkupfer	à $1^3/_8$ „	=	12	„	$3^1/_4$ „
			zusammen	=	127	„	10 „

oder 1,93% Silber von der Anlage;

2) der in Zahlen nicht nachweisbare Silberverlust durch Verflüchtigung und durch die dem Andreasberger Betriebe eigenthümlichen ungünstigen natürlichen Verhältnisse (Arsen- und Antimongehalt der Erze, Mangel an Blei in der strengflüssigen Beschickung, Verblasen des Bleisteines etc.)

mindestens 2,5%, so dass der ganze Silberverlust 4,43—4,5% von der Anlage ausmacht.

Zur Deckung dieses Verlustes dienen nachstehende Remedien:

1) Das Remedium bei der Nässprobe. Man rechnet ½ Ctr. der gefundenen Nässe und darüber für einen vollen Ctr., während Bruchtheile unter ½ Ctr. weggelassen werden. Im Jahre 18⁵¹/₅₂ erfolgten als Remedium 0,138% Silber.

2) Das Remedium durch Capellenzug beim Probiren. Es sind Erze verschmolzen mit 1⅓ bis 480 Loth Silber im Ctr. Nimmt man den Capellenzug nach Procenten des Silberkornes an zu

4%	bei	1¼—4	Loth Silbergehalt
3 „	„	4¼—8	„ „
2 „	„	8¼—16	„ „
1 „	„	16¼—24	„ „
¾ „	„	24¼—480	„ „

so berechnet sich das durch denselben erhaltene Remedium in dem bezeichneten Jahre zu 1,635%.

3) Das Remedium durch das fehlende ¼ Loth beim Probiren. Das Auswägen der Probekörner geschah früher (p. 200) vorschriftsmässig nur bis zum letzten Viertelloth und die überschiessenden kleineren Gewichtstheile sollten der Hütte als Deckungsmittel für die unvermeidlichen Verluste dienen. Erfahrungsmässig spielt die Wage bei etwa ⅓ der Silberkörner genau ein, bei diesen findet also gar kein Remedium statt. Von den übrigen ⅔ der Proben bleibt ¹/₁₆—³/₁₆ Loth Silber ungewogen, mithin bei jeder Probe durchschnittlich ⅛ Loth, was für die im Jahre 18⁵¹/₅₂ gelieferten 9217 Ctr. Schliege 0,778% beträgt.

Die sämmtlichen Remedien haben demnach 2,551% von dem in den gelieferten Schliegen enthaltenen Silber betragen.

Zieht man die gefundene Procentzahl 2,55 von dem zu 4,43—4,5% ermittelten Silberverluste ab, so bleiben 1,88—1,95% Silber ungedeckt. Je mehr reiche Silbererze man beim Abtreiben des Werkbleies einträn kt, desto geringer st der Silberverlust. Seit Einführung der Arsenikarbeit

durch Seidensticker werden jährlich etwa 1,9% Silber mehr ausgebracht, als früher.

Metallverluste etc. auf Altenauer Hütte. 2) Vom Hüttenmeister Beermann ist unter Berücksichtigung aller einschlagenden Umstände der bei den Altenauer Schmelzprocessen im Jahre $185^{3}/_{4}$ erzielte Erfolg hinsichtlich des Silber-, Blei- und Kupferausbringens und des Materialaufwandes im Detail dargestellt und die Ermittlung der stattgehabten Metallverluste so genau als irgend möglich geschehen. Das gewählte Jahr war in jeder Beziehung ein Normaljahr, in welchem aber der Pattison'sche Krystallisirprocess noch nicht ausgeführt wurde. Die folgenden Angaben beziehen sich auf altes Gewicht und alten Münzfuss.

a. Bleiarbeit.

α) Schliegschmelzen. Es wurden in 12 Zumachen und in 1390 zwölfstündigen Schichten verschmolzen:

Röste	Ctr.								
$1413^{1}/_{4}$ =	53847	Bleiglanzschl.	à Ctr.	3,26	Lth. *Ag.*	u.	55,45	Pfd.	*Pb.*
	128	Ofenbruch	„ „	0,5	„ „	„	71,5	„	„
	2819	Vorschläge	„ „	0,30	„ „	„	86	„	„
	$1786^{1}/_{2}$	Abstrich	„ „	0,115	„ „	„	84	„	„
	5142	Eisengrau.	„ „						
	$42589^{1}/_{4}$	Steinschl.	„ „	0,038	„ „	„	2,5	„	„
	$20440^{1}/_{4}$	Schliegschl.	„ „	0,036	„ „	„	2,91	„	„

Gesammtbeschickung 126752 Ctr. mit 11140 Mrk. $7^{1}/_{4}$ Lth. *Ag.* und 34938 Ctr. 93 Pfd. *Pb.*

Davon wurden ausgebracht:

25394	Ctr.	Werkblei	mit	4,87	Lth. *Ag.*	und	—	Pfd.	*Pb.*
22212	„	Bleistein	„	2,25	„ „	„	25,67	„	„
$2557^{1}/_{2}$	„	Hüttrauch	„	2,00	„ „	„	45	„	„
662	„	Ofenbruch u. Schur	„	0,50	„ „	„	71,5	„	„
$220^{1}/_{2}$	„	Krätzschl.	„	0,75	„ „	„	41	„	„
19785	„	Unreine Schlacke	„	0,125	„ „	„	6	„	„
54058	„	Reine Schlacke	„	0,036	„ „	„	2,91	„	„

Ausbringen 124888 Ctr. mit 11358 Mrk. $2^{1}/_{4}$ Lth. *Ag.* und 33958 Ctr. 8 Pfd. *Pb.*

Mithin gegen die Gesammtanlage Gewinn an Silber 1,95% und Verlust an Blei 2,80%.

Da in den abgesetzten 27038 Centnern reiner Schliegschlacken mit 2,91 Pfd. Bleigehalt im Centner sich noch 786 Ctr. 80 Pfd. Blei, mithin gegen die Gesammtanlage ein Verlust von 2,22% nachweist, so ist der Bleiverlust durch Verflüchtigung beim Schliegschmelzen nur gering. Es gingen 33875 Mss. Kohlen auf. In den verschmolzenen Schliegen kamen auf 1 Loth Silber 17,01 Pfd., in der Gesammtbeschickung 19,60 Pfd. Blei.

Auf 1 Rost Schlieg sind Zuschläge gegeben:

1,99 Ctr.	Vorschläge	} 3,25 Ctr.	
1,26 „	Abstrich		
3,64 „	Eisengran.	oder 9,55%	vom Trockengew. des Schl.
30,13 „	Steinschl.	„ 79,09 „	„ „ „ „
14,46 „	Schliegschl.	„ 37,96 „	„ „ „ „
44,59 Ctr.	Schlacken	oder 117%	vom Trockengewicht des Schlieges.

Kohlenverbrauch auf 1 Rost Schlieg 23,97 Mss. à 68 Pfd.
„ „ „ 100 Ctr. „ 62,91 „
„ „ „ 100 „ Gesammt-besch. 26,73 „ à 68 Pfd. = 1817 Pfd.,

oder auf 1 Pfd. Kohlen gegen $5^1/_2$ Pfd. Beschickung.

Durchsetzquantum in einer 12stünd. Schicht 38,74 Ctrn. trockn. Schlieg oder 91,18 Ctr. Gesammtbeschickung.

Ausbringen	gegen die Anlage im Schlieg %	von der Gesammt-Beschickung %
an Silber im Werkblei	70,46	69,38
„ „ „ Bleistein	28,47	28,04
Zusammen	98,93 %	97,42 %
an Blei im Werkblei	84,92	72,57
„ „ „ Bleistein	19,09	16,32
Zusammen	104,01 %	88,89 %

Schlackenfall pro Rost — 14 Ctr. unreine Schlacken
$38^1/_4$ „ reine „
Zusammen $52^1/_4$ Ctr. Schlacken.

Von den reinen Schlacken sind pro Rost verarbeiteten Schlieges 19,13 Ctr. abgesetzt.

β) Bleisteinarbeit. Man verarbeitete in 24 Zumachen und 712 zwölfstündigen Arbeitsschichten:

22212 Ctr. Schliegstein mit 2,25 Lth. *Ag* und 25,67 Pfd. *Pb*.
Hiervon sind erfolgt und wieder verschmolzen:

6678	„	Stein vom 1. Durchstechen.			
2241	„	„ „ 2. „ „			
999	„	„ „ 3. „ „			
267	„	Ofenbruch u. Geschur	m. 0,5	Lth. *Ag* u. 71,5	Pfd. *Pb*.
5181,5	„	Herd	„ 0,31	„ „ „ 67	„ „
120	„	Bleidrecksaigerkrätze	„ Spur	„ „ „ 64	„ „
19785	„	unreine Schliegschl.	„ 0,125	„ „ „ 6	„ „
4836	„	reine „ „	„ 0,036	„ „ „ 2,91	„ „
1896	„	unreine Rauchschl.	„ 0,094	„ „ „ 7	„ „
$1508\frac{3}{4}$	„	Glättefrischschlacken	„ Spur	„ „ „ 43	„ „
102	„	Abstrichfrischschl.	„ „	„ „ „ 17	„ „
86	„		„ „	„ „ „ 25	„ „
1549	„	Kalk			
84	„	Eisen			

$67545\frac{1}{4}$ Ctr. Gesammt-Beschickung mit 3408 Mrk. 14 Lth. Silber und 11589 Ctr. 28 Pfd. Blei.

Das Ausbringen hiervon betrug:

6625	Ctr.	Werkblei vom 1. Durchst.	mit 5,75	Lth. *Ag*.	
2100	„	„ „ 2. „	„ 5,61	„ „	
445	„	„ „ 3. „	„ 5,42	„ „	
165	„	„ „ 4. „	„ 4,75	„ „	
9918	„	erfolgter und wieder verarbeiteter Stein.			
729	„	Kupferstein mit	1,625 Lth. *Ag*,	16 Pfd. *Pb* und 28 Pfd. *Cu*.	
340	„	Hüttrauch „	0,875 „	„ 36	„ „
$84\frac{1}{2}$	„	Ofenbruch und Schur „	0,5 „	„ 71,5	„ „
404	„	Krätzschlieg „	0,75 „	„ 41	„ „
41947,5	„	Steinschlack. „	0,038 „	„ 2,5	„ „

62758 Ctr. summar. Ausbringen mit 3530 Mrk. $11\frac{5}{8}$ Lth. *Ag*, 10832 Ctr. $20\frac{1}{2}$ Pfd. *Pb* und 204 Ctr. 12 Pfd. *Cu*.

Mithin gegen die Gesammtanlage beim Bleisteinschmelzen incl. Rösten 3,57% Silber- und 1,76% Kupfergewinnung und 6,54% Bleiverlust.

Brennmaterialaufwand: 13896 Balgen Koks, 1950 Mss. Holzkohlen und 326 Mltr. Rösteholz.

Im Stein kamen auf 1 Lth. Silber 11,41 Pfd. Blei, in der Gesammtbeschickung 21,25 Pfd. Blei.

Zuschläge	auf 1 Steinschicht = 36 Ctr.	auf 100 Ctr. Stein	
Herd	5,81 Ctr.	16,12 Ctr.	der 1—4 und 5—6 Steinabschnitt sind ohne Kalk und Eisen gegangen.
Unreine Schlieg- und Steinschlacken	29,71 „	82,53 „	
Glätte- und Abstrichfrischschlacken	1,90 „	5,28 „	
Kalk	1,73 „	4,82 „	
Eisen	0,09 „	0,26 „	
Summa Zuschläge	39,24 Ctr.	109,01 Ctr.	

Brennmaterialverbrauch:

auf 1 Steinschicht : 15,57 Balg. Koks
2,18 Mss. Kohlen

„ 100 Ctr. Stein : 43,25 Balg. Koks
6,07 Mss. Kohlen

„ 100 Ctr. Gesammtbesch. 20,57 Blg. à 48¼ Pfd. = 992½ Pfd. Koks
2,88 Mss. à 68 „ = 196¾ „ Kohlen.

= 1189¼ Pfd. Koks und Kohlen

oder auf 1 Pfd. Koks und Kohlen 8,41 Pfd. Beschickung.

In einer 12stündigen Schicht sind 45,12 Ctr. Stein oder 94,86 Ctr. Gesammtbeschickung durchgesetzt.

Beim Rösten brauchte man auf 100 Ctr. gefallenen Stein 1,01 Mltr. Rösteholz.

Ausbringen		gegen die Anlage im Schlieg %	von der Gesammtanlage %
an Silber	im Werkblei	30,23	97,30
	im Kupferstein bleiben	0,67	2,17
an Blei	im Werkblei ausgebracht		80,45
	im Kupferstein bleiben zurück		1,00
	in den übrigen Zwischenproducten		3,00
	in den Schlacken		9,00
			93,45%.

an Kupfer. Von einem Roste Schlieg sind 51½ Pfd. Kupferstein mit 14,44 Pfd. Kupfer oder von 100 Ctr. trocknem Schlieg 135 Pfd. Kupferstein mit 37,90 Pfd. Kupfer erfolgt.

An Schlacken erfolgten 130½% vom Gewicht des verschmolzenen Steins oder 47 Ctr. pro Steinschicht. Auf

1 Rost verarbeiteten Schlieges sind 29,68 Ctr. Steinschlacken gefallen.

γ) Rauch- und Krätzschliegschmelzen. Im Jahre 185³/₄ sind in 3 Zumachen und 106 zwölfstündigen Schichten verarbeitet:

		Vorgelaufen:						
3263,5	Ctr.	(115 Röste) Hüttrauch (Flugstaub)	mit 1,82	Lth.	*Ag*	u. 43,5	Pfd.	*Pb*.
656½	„	(21 Röste) Krätzschlieg aus der Schmelzhütte	„ 0,75	„	„	„ 41	„	„
66	„	(2 Röste) Krätzschlieg aus der Treibhütte	„ 0,25	„	„	„ 60	„	„
765	„	Rauchstein zur ersten Hälfte	„ 1,5	„	„	„ 22	„	„
765	„	„ „ zweiten „	„ 1,75	„	„	„ 26	„	„
20	„	Abstrich	„ 0,115	„	„	„ 84	„	„
187	„	Vorschläge	„ 0,30	„	„	„ 86	„	„
120	„	Ofenbruch und Bühnen	„ 0,5	„	„	„ 71,5	„	„
		Zuschläge.						
276	„	Eisen						
1760	„	Steinschlacken	„ 0,038	„	„	„ 2,5	„	„
1743	„	Schliegschlacken	„ 0,036	„	„	„ 2,91	„	„
380	„	Rauchschlacken	„ 0,031	„	„	„ 3	„	„

10002 Ctr. Gesammtbeschickung mit 573 Mrk. 14,5 Lth. *Ag* u. 2453 Ctr. 73 Pfd. *Pb*.

Das Ausbringen hat betragen:

1450	Ctr.	Werkblei	mit 3,93	Lth.	*Ag*	u. —	Pfd.	*Pb*.
765	„	Bleistein v. d. 1. Hälfte	„ 1,75	„	„	„ 26	„	„
612	„	„ „ „ 2. „	„ 1,25	„	„	„ 16	„	„
366	„	Flugstaub	„ 1,5	„	„	„ 40	„	„
58	„	Ofenbruch	„ 0,5	„	„	„ 71,5	„	„
32	„	Krätzschlieg	„ 0,75	„	„	„ 41	„	„
1896	„	Unreine Schlacken	„ 0,094	„	„	„ 7	„	„
3796,5	„	Reine Schlacken	„ 0,031	„	„	„ 3	„	„

8975,5 Ctr. Gesammtausbringen mit 536 Mrk. 6³/₈ Lth. *Ag* und 2078 Ctr. 75 Pfd. *Pb*.

Mithin gegen die Gesammtanlage 6,53% Silber- und 15,28% Bleiverlust.

Es sind verbraucht 2500 Mass Kohlen und 16 Malter Rösteholz.

Vom Trockengewicht des ganzen verschmolzenen Schlieges erfolgten 6,06% Hüttenrauch und 1,22% Krätzschlieg

und in der Gesammtbeschickung ergaben sich auf 1 Lth. Silber 26,72 Pfd. *Pb.*

Auf 1 Rauchschicht oder pro Rost Hüttrauch und Krätzschlieg sind zugeschlagen:

11,09	Ctr.	gerösteter Rauchstein
1,50	„	bleiische Vorschläge
0,87	„	Ofenbruch und Bühnen
2,00	„	Eisengranalien
12,75	„	Steinschlacken
15,38	„	Schlieg- und Rauchschlacken
43,59	Ctr.	Zuschläge.

Brennmaterialverbrauch:

auf 1 Rost 18,12 Mss. Holzkohlen.
„ 100 Ctr. Ges.-Besch. 25,00 „ à 68 Pfd. = 1700 Pfd. Kohl.
oder auf 1 Pfd. Kohlen gehen 6 Pfd. Beschickung.

Zum Rösten des Rauchsteins sind pro 100 Ctr. Stein 1,04 Mltr. und pro Rauch- und Krätzschliegschicht 0,11 Mltr. Röstеholz verbraucht.

Das Durchsetzquantum beträgt in einer 12stündigen Schicht 37,60 Ctr. Rauch und Krätzschlieg und 94,35 Ctr. Gesammtbeschickung.

Ausbringen:	von d. Anlage im Rauch etc. %	von d. Gesammt-Anlage %	gegen d. Anl. im Schlieg %
an Silber im Werkbleie	88,37	62,05	3,24
an Blei „ „	83,79	59,02	—

Der Schlackenabfall hat beim Rauchschmelzen 3416,5 Ctr. oder pro Rost Rauch und Krätzschlieg 24³/₄ Ctr. betragen, der Abfall an Rauchschlacken auf 1 Rost verarbeiteten Schlieg 2,42 Ctr.

δ) Abtreiben. Im Jahre 185³/₄ sind noch sämmtliche Werke in den grossen Treiböfen (p. 321) vertrieben und zwar:

25394	Ctr. Werke	vom	Schliegschmelzen	mit	4,87	Lth. *Ag.*
6625	„ „	„	1 Steindurchstechen	„	5,75	„ „
2100	„ „	„	2 „	„	5,61	„ „
445	„ „	„	3 „	„	5,42	„ „
165	„ „	„	4 „	„	4,75	„ „
1450	„ „	„	Rauchschmelzen	„	2,93	„ „

190	"	"	"	Abstrichsaigern	"	0,87	Lth.	*Ag.*
400	"	"	"	Kupfersaigern	"	2,00	"	"
400	"	"	"	"	"	2,52	"	"

37169 Ctr. Werke mit 11525 Mrk. 10¾ Lth. *Ag* und 37111 Ctr. 37 Pfd. *Pb.*

Davon sind ausgebracht mit 4458 Himten Mergel, 928 Himten Thonschiefer und 2522 Schck. 5 Stck. Waasen:

12101 Mrk. 12 Lth. Blicksilber = 11262 Mrk. 1 Lth. Brandsilber

27905	Ctr.	Glätte	mit	1/16	Lth.	*Ag*	und	92	*Pb*
3072	"	Abstrich	"	0,115	"	"	"	84	"
2880	"	Vorschläge	"	0,30	"	"	"	86	"
5814	"	Herd	"	0,31	"	"	"	67	"
66	"	Krätzschlieg	"	0,25	"	"	"	60	"

39797,5 Ctr. mit 11451 Mrk. 13 Lth. *Ag* und 34669 Ctr. 6 Pfd. *Pb.*

wonach der Verlust an Silber 0,64%, an Blei 6,58% beträgt.

Von der erfolgten Glätte sind 957 Ctr. als Kaufglätte verpackt und 26948 Ctr. Glätte verfrischt. Die vertriebenen Werke haben durchschnittlich 4,96 Lth. Silber enthalten.

Von 100 Ctr. vertriebener Werke sind bei einem Aufwand von 6 Schck. 47 Stck. Waasen, 11,99 Himt. Mergel und 2,49 Himt. Thonschiefer erfolgt:

75,08	Ctr.	Frisch- und Kaufglätte
8,26	"	Abstrich
7,75	"	Vorschläge
15,64	"	Herd
0,17	"	Krätzschlieg
106,90	Ctr.	

Das Ausbringen hat betragen:

an Silber aus dem Werkblei (gegen die Probe) 97,72%

in den zurückgehenden Zwischenprod. bleiben . . . . 1,64 "

99,36% Silberausbringen.

an Blei weisen sich gegen die Anlage nach:

69,18% in der Glätte

6,95 " im Abstrich

6,68 „	in den Vorschlägen
10,50 „	im Herd
0,11 „	im Krätzschlieg
93,42%	Bleiausbringen oder 6,58% Bleiverlust.

(Der Bleiverlust beim Treiben gegen die Anlage an Blei im Schlieg berechnet sich auf folgende Weise: Von 53847 Ctr. Schlieg mit 55% Blei sind beim Schlieg- und Rauchschmelzen und den verschiedenen Steindurchstechen zusammen 35865 Ctr. Werkblei, oder aus 100 Ctr. Schlieg 66 Ctr. Werkblei ausgebracht. Der Bleiverlust beim Abtreiben ist 6,58%, also von 66 Ctr. = 4,34 Ctr., welche auf je 55 Ctr. Bleianlage verloren gehen. Der Bleiverlust gegen die Anlage beträgt danach beim Treiben 100: $x = 55 : 34,4 =$ 7,9%).

ε) Glättefrischen. Im Jahre 185³/₄ sind im Glättefrischofen in 33 Frischcampagnen = 133 Frischen verschmolzen:

26948 Ctr.	Frischglätte	mit ¹/₁₆ Lth. *Ag*	und 92 Pfd. *Pb*
258 „	Frischrauch	„ Spr. „	„ 73 „ „
27206 Ctr.		mit 109 Mrk. ¹/₁₆ Lth. *Ag*	und 24980 Ctr. 50 Pfd. *Pb*.

Bei einem Aufwand von 3973 Mass Kohlen sind davon erfolgt:

23105,46 Ctr.	gutes Frisch- u. Steinblei	m. 0,112 Lth. *Ag*	u. — Pfd. *Pb*
953,73 „	Krätzblei	„ 0,102 „	„ — „ „
120,00 „	Bleidrecksaigerkrätze	„ Spr.	„ 64 „ „
1165,00 „	Frischschlacken	„ „	„ 41 „ „
273,00 „	Frischrauch	„ „	„ 73 „ „
72,00 „	Bleidreckfrischschlack.	„ „	„ 19,5 „
25689 Ctr.		mit 167 Mrk. 12 Lth. *Ag*	und 24826 Ctr. 97 Pfd. *Pb*,

mithin 58 Mrk. 11¹⁵/₁₆ Lth. Silbergewinn und 153 Ctr. 53 Pfd. Bleiverlust.

Kohlenverbrauch auf 100 Ctr. Glätte 14,74 Mass oder mit 1 Mass Kohlen, à 68 Pfund, sind 6,78 Ctr. Glätte oder mit 1 Pfd. Kohlen 9,97 Pfund Glätte reducirt.

Das Ausbringen hat betragen:

aus der Glätte direct	85,74%	an gutem Frisch- und Steinblei
„ dem Bleidreck	3,54 „	„ Krätzblei
Ausbringen an Blei	89,28%	der verfrischten Glätte
		oder 96,31% vom angelegten Blei

in 0,45%	gefallener Bleidreck-saigerkrätze . . .	0,31 „	„ „ „
„ 1,01 „	Frischrauch. . . .	0,80 „	„ „ „
„ 4,60%	Frisch- u. Bleidreck-frischschlacken . .	1,97%	vom angelegten Blei

Summarisches Ausbringen: 99,39%, die Glätte zu 92% Blei in Anrechnung gebracht. Der Bleiverlust durch Verflüchtigung beträgt demnach 0,61%.

An Schlacken sind gefallen:

beim Frischen v. 100 Ctr. Glätte 4,38 Ctr. od. pro Frisch. 8,76 Ctr.
„ Bleidreckfrischen . . . 0,27 „ „ „ „ 0,54 „

also pro 100 Ctr. Glätte 4,65 Ctr. u. pro Frisch. 9,30 Ctr.

ζ) Hartbleifabrikation. Dieselbe besteht im Abstrichsaigern, Frischen und einmaliger Umschmelzung (Veränderung) der Schlacken.

Im Jahre 185³/₄ erfolgten in 20 Abstrichsaigern und 2 Frischcampagnen von 880 Ctr. Abstrich mit 0,115 Lth. *Ag* und 86 Pfd. *Pb*:

207	Ctr. Abstrichsaigerwerke	mit	0,875 Lth. *Ag* u.	—	Pfd. *Pb*
491³/₄	„ Hartblei	„	¹/₃₂ „ „ „	—	„ „
102	„ Abstrichfrischschlacken	„	Spr. „ „ „	17	„ „
886	„ „	„	Spr. „ „ „	25	„ „

86³/₄ Ctr. mit 11 Mrk. 5¹/₈ Lth. *Ag* und 737 Ctr. 54 Pfd. *Pb*, wonach ein Bleiverlust von 2,55% gegen die Anlage stattfand. Es wurden verbraucht: 20 Mass Kohlen, 245 Balgen Koks und 119 Schck. 6 Stck. Waasen. Zu 100 Ctr. Abstrich sind beim Aussaigern 13 Schck. 32 Stck. Waasen und beim Verfrischen 2,27 Mass Holzkohlen und 27,84 Balgen Koks aufgegangen.

Aus dem Abstrich sind erfolgt:

21,52%	Abstrichsaigerwerke u. v. d. darin angelegt. Blei	27,34%
55,88 „	Hartblei „ „ „ „ „ „	64,98 „
79,40%	Saiger- und Hartblei „ „ „ „ „ „	92,12%

An Schlacken sind erfolgt:

21,36%, welche von dem im Abstrich angelegten Blei enthalten 5,13%, so dass durch Verflüchtigung 2,55% verloren sind.

Die Gewichtszunahme gegen das Vorlaufen, sowie der

ungewöhnlich hohe Schlackenfall sind durch nicht in Rechnung gebrachte Zuschläge von Steinschlacken bei eingetretenem trägen Schmelzgange veranlasst.

η) Summarisches Metallausbringen und Materialverbrauch bei der ganzen Bleiarbeit.

Im Jahre 185³/₄ sind verarbeitet:

1413¹/₄ Röste = 53847 Ctr. Schlieg mit 10969 Mrk. 10 Lth. *Ag* und 29857 Ctr. 69 Pfd. *Pb*

33660	Ctr. Bleistein	als Zwischenproducte.
115	Röste Hüttrauch	
23	„ Krätzschlieg	
37169	Ctr. Werkblei	
26948	„ Frischglätte	
880	„ Abstrich	

Erfolg an Zwischenproducten:

36386 Ctr. Werkblei
33507 „ Bleistein
12101 Mrk. 12 Lth. Blicksilber
26948 Ctr. Frischglätte
729 „ Kupferstein.

Ausgebrachte Handelsproducte:

11262 Mrk. 1 Lth. Brandsilber
957 Ctr. Kaufglätte
24059,19 Ctr. Frischblei
491,76 „ Hartblei.

Materialverbrauch:

14141 Balgen Koks
42318 Mass Holzkohlen
342 Mltr. Röstcholz
2641 Schck. 11 Stck. Waasen
5502 Ctr. Eisen
1549 „ Kalk
4458 Hmt. Mergel
928 „ Thonschiefer

in 2208 zwölfstündigen Schichten.

Auf 1 Rost Schlieg kommen danach 10 Balg. Koks, 29,94 Mass Kohlen, 0,24 Mltr. Röstcholz, 1³³/₆₀ Schck. Waasen, 3,89 Ctr. Eisen, 1,09 Ctr. Kalk, 3,15 Hmt. Mergel, 0,65 Hmt. Thonschiefer und 1,56 zwölfstündige Schichten.

Mit Einschluss der Krätzkupferarbeit beträgt der Materialverbrauch pro Rost Schlieg: 10,26 Balg. Koks, 32,02 Mass Kohlen, 0,28 Mltr. Rösteholz, $1^{59}/_{60}$ Schck. Waasen, 3,89 Ctr. Eisen, 1,09 Ctr. Kalk, 3,15 Hmt. Mergel, 0,65 Hmt. Thonschiefer bei 1,61 zwölfstündigen Schichten.

Silberausbringen (incl. Krätzkupferarbeit).

Anlage.

10969 Mrk. 10 Lth. *Ag* sind in $1413^1/_4$ Rösten Schlieg angelegt.
37 „ $15^1/_2$ „ „ in 486 Ctr. Kupferstein von Clausth. H.
28 „ $6^{11}/_{16}$ „ aus durchlaufenden Zwischenproducten.

11016 Mrk. $^3/_{16}$ Lth. Anlage an Silber.

Ausbringen.

11262 Mrk. 1 Lth. Brandsilber (12101 Mrk. 12 Lth. Blicksilber), mithin gegen die Anlage mehr 226 Mrk. $^{13}/_{16}$ Lth. = 2,05% an Silbergewinn.

Bleiausbringen (incl. Krätzkupferarbeit).

Anlage.

29857 Ctr. 69 Pfd. Blei in $1413^1/_4$ Rösten Schlieg.
63 „ 18 „ „ im Kupferstein der Clausthaler H.

29920 Ctr. 87 Pfd. Bleianlage.

Ausbringen.

24059 Ctr. 19 Pfd. Frischblei, an die Berghandlung abgegeben.
491 „ 76 „ Hartblei „ „ „ „
880 „ 44 „ Blei in 957 Ctr. abgegebener Kaufglätte, à 92% Blei.

25431 Ctr. 39 Pfd. fertige Handelswaare
664 „ $60^3/_4$ „ Blei, welche aus durchlaufenden Hüttenproducten dem Ausbringen zugehen.

26095 Ctr. $99^1/_4$ Pfd. summarisches Ausbringen, mithin
3824 Ctr. $87^1/_4$ Pfd. gegen die Anlage weniger = 12,78% Bleiverlust.

Dieser Bleiverlust vertheilt sich auf die einzelnen Arbeiten in folgender Weise:

2,48% Schliegschmelzen
1,91 „ Steinschmelzen incl. Rösten
0,95 „ Rauch- und Krätzschliegschmelzen
6,17 „ Abtreiben

11,51% Bleiverlust.

Trnsp.	11,51 %	Bleiverlust
	0,39 „	Glättefrischen
	0,05 „	Hartbleifabrikation
	0,83 „	Krätzkupferarbeit
	12,78 %	Bleiverlust.

b. Krätzkupferarbeit.

α) Rösten und Schmelzen des Kupfersteins. Im Jahre $185\frac{3}{4}$ sind in 3 Zumachen und 56 zwölfstündigen Schichten vorgelaufen:

Anlage.

486 Ctr. Kupferstein de $185\frac{3}{4}$ von Clausth. H. mit $1\frac{1}{4}$ Lth. *Ag*, 13 Pfd. *Pb*. u. 28 Pfd. *Cu*

729 Ctr. Kupferstein de $185\frac{3}{4}$ von Alten. Hütte mit $1\frac{5}{8}$ „ „ 16 „ „ „ 28 „ „

Hiervon sind gefallen und wieder verarbeitet:

774 Ctr.	Kupferst. v. 1. Dchst. m.	$2\frac{1}{2}$ L. *Ag*,	12 Pfd. *Pb* u.	51 Pfd. *Cu*
288 „	„ „ 2. „ „	$2\frac{3}{8}$ „ „	4 „ „ „	66 „ „
36 „	„ „ „ „	$1\frac{1}{8}$ „ —	1 —	73 —
27 „	„ „ „ „	1 „ —	1 —	74 —
14 „	„ „ „ „	$\frac{3}{8}$ „ —	1 —	72 —
23 „	„ „ „ „	$1\frac{1}{8}$ „ —	1 —	73 —
8 „	„ „ „ „	$\frac{1}{8}$ „ —	1 —	72 —
20 „	Ofenschur u. Bühnen „	$\frac{3}{4}$ „ —	2 —	16 —
1815 „	Kiesschlacken „	— „ —	— —	$\frac{1}{2}$ —
363 „	Kupfersteinschlacken „	Spr. „ —	4 —	$3\frac{1}{2}$ —

4583 Ctr. Gesammtbeschickung mit 119 Mrk. $2\frac{3}{4}$ Lth. *Ag*. 181 Ctr. 30 Pfd. *Pb* und 431 Ctr. $36\frac{1}{2}$ Pfd. *Cu*.

Ausbringen bei einem Verbrauch von 1450 Mass Kohlen und 50 Mltr. Rösteholz:

8 Ctr.	Schwarzkupfer v. 1. Dchst. m.	$6\frac{1}{2}$ Lth. *Ag*,	51 Pfd. *Pb* u.	49 Pfd. *Cu*
207 „	„ „ 2. „ „	6 —	20 —	80 —
184 „	„ „ 3. „ „	$2\frac{1}{2}$ —	3 —	97 —
108 „	Gebl. Kupfersteinrest de $185\frac{3}{4}$ „	$1\frac{1}{4}$ —	2 —	70 —
23 „	Flugstaub „	$\frac{1}{4}$ —	20 —	14 —
16 „	Ofenschur „	$\frac{3}{4}$ —	3 —	12 —
20 „	Krätzschlieg „	$\frac{1}{2}$ —	$24\frac{1}{2}$ —	12 —

		— Lth. *Ag* —	Pfd. *Pb* u. —	Pfd. *Cu*
1062 „	gefallener und wiederverarb. Stein	— „ „	— „ „ „	— „ „
1485 „	Schlacken	Spr. „ „	2 1/2 „ „ „	1 „ „
946 „	„	„ „ „	4 „ „ „	1 5/8 „ „
352 „	„	„ „ „	4 4 „ „	3 „ „

4411 Ctr. Ausbringen mit 119 Mark 12 3/4 Lth. *Ag*, 63 Ctr. 14 Pfd. *Pb* und 431 Ctr. 14 Pfd. *Cu*.

Gegen die Anlage ergiebt sich danach ein Gewinn von 0,52% Silber und ein Verlust von 65,17% Blei und 0,052% Kupfer.

In der Gesammtbeschickung sind auf 1 Blei 2,38 Kupfer vorhanden.

Es betragen die Zuschläge:

auf 1 Kupfersteinschicht zu 36 Ctr. oder auf 100 Ctr. Stein

	24,40 Ctr.	76,10 Ctr.	Kiesschlacken
	5,48 „	15,22 „	eigene unr. Schlacken
Zusammen	32,88 Ctr.	91,32%	

Der Brennmaterialverbrauch beträgt auf 36 Ctr. Kupferstein 21,88 Mass, auf 100 Ctr. Kupferstein 60,80 Mass und auf 100 Ctr. Gesammtbeschickung 31,64 Mass, à 68 Pfd., so dass auf 1 Pfd. Kohlen 4,65 Pfd. Beschickung kommen.

In einer 12stündigen Schicht werden 42,59 Ctr. Kupferstein und 81,84 Ctr. Beschickung durchgesetzt.

Von der Gesammtanlage sind angesammelt:

im Schwarzkupfer	91,98% *Ag*,	28,13% *Pb*	und	80,67% *Cu*	
im gebl. Kupfersteinrest	7,08 „	—	1,19 „	—	17,53 „ —
im Gekrätz	1,46 „	—	5,51 „	—	1,75 „ —
Ausbringen in Summa	100,52% *Ag*,	34,83% *Pb*	und	99,95% *Cu*	

Von dem verlorenen Blei fanden sich 48,56% in den gefallenen Schlacken, so dass der Verlust durch Verflüchtigung 16,61% an Blei betragen hat.

β) Frischen und Saigern des Schwarzkupfers. Im Jahre 185 3/4 sind in 7 Frischen à 57 Stck. und einer Krätzfrischcampagne vorgelaufen:

Kupferfrischen.

8	Ctr.	Schwarzk., 1. Sorte mit	6 1/2 Lth. *Ag*,	51 Pfd. *Pb* u.	49 Pfd. *Cu*.
207	„	„ 2. „ „	6 „ „	20 „ „ „	80 „ „
184	„	„ 3. „ „	2 1/2 „ „	3 „ „ „	97 „ „
30,80	„	Verblasenschlackenblei	15/32 „ „	· „ „ „	· „ „
1066,45	„	Frischblei	1/8 „ „	· „ „ „	· „ „

Krätzfrischen.

449	Ctr.	gefallene u. wied. verarb. Saigerkr.	mit	1 1/8	Lth. *Ag*,	54	Pfd. *Pb* u.	33	Pfd *Cu*.
235	„	Saigerkrätze, Rest vom Jahre 1850/1	„	1	„ „	47	„ „ „	14	„ „
30	„	„ „ „ „ „	„	1/4	„ „	42	„ „ „	·	„ „
24	„	„ „ „ „ 1851/2	„	3/4	„ „	49	„ „ „	1	„ „
12	„	„ „ „ „ „	„	3/16	„ „	40	„ „ „	·	„ „
29	„	„ „ „ „ 1852/3	„	3/8	„ „	29,5	„ „ „	·	„ „
9	„	„ „ „ „ „	„	1/8	„ „	31	„ „ „	·	„ „
61	„	gefallene und wieder verarbeitete Frischschlacke	„	1/32	„ „	47	„ „ „	·	„ „
60	„	zugeschlagene Bleisteinschlacken	„	0,038	„ „	2 1/2	„ „ „	·	„ „

2406,25 Ctr. mit 126 Mrk. 93,75 Lth. *Ag*, 1571 Ctr. 79 Pfd. *Pb* und 607 Ctr. 19,75 Pfd. *Cu*.

Das Ausbringen betrug bei einem Verbrauch von 9,40 Mss. Kohlen und 5 Schck. 15 Stck. Waasen:

295	Ctr.	Kiehnstöcke vom Frischen	mit	1/2	Lth. *Ag*,	32	Pfd. *Pb* u.	68	Pfd. *Cu*.
346	„	„ „ „ Krätzfrischen	„	3/4	„ „	39,5	„ „ „	60,5	„ „
687	„	Kupfersaigerwerke vom Frischen	„	1 3/4	„ „	—	„ „ „	—	„ „
149	„	„ „ „ Krätzfr.	„	1 3/4	„ „	—	„ „ „	—	„ „
449	„	gefallene u. wieder verarbeitete 1. Saigerkrätze	„	—	„ „	—	„ „ „	—	„ „
160	„	Saigerkrätze vom Krätzfrischen (bleib. Rest)	„	1 1/4	„ „	54	„ „ „	25	„ „
61	„	gefall. u. wied. verarb. Kupferfrischschlacke	„	—	„ „	—	„ „ „	—	„ „
152	„	Schlacken vom Krätzfrischen	„	Spur	„ „	35	„ „ „	1 3/4	„ „

2299 Ctr. mit 103 Mrk. 15 Lth. *Ag*, 1206 Ctr. 21 1/2 Pfd. *Pb* und 452 Ctr. 59 Pd. *Cu*.

wonach beim Frischen und Saigern gegen die Gesammtanlage 23,67% Silber-, 7,26% Blei- und 1,04% Kupferverlust stattgefunden haben.

Die Beschickung beim Kupferfrischen bestand für 100 Pfd. Schwarzkupfer oder für 1 Saigerstück aus:

267/4 Pfd. Frischblei und
7 3/4 „ Verblasenschlackenblei
275 Pfd. zusammen.

In 100 Pfd. Schwarzkupfer sind 87,22 Pfd. Kupfer und 12,78 Pfd. Blei enthalten, wonach 1 Saigerstück zusammengesetzt ist aus 87,22 Pfd. Kupfer und 287,78 Pfd. Blei, so dass sich ein Verhältniss des Bleies zum Kupfer wie 99 : 30 oder wie 11 : 3 1/3 ergiebt. Auf 1 Lth. Silber im Metallgemisch kommen 60,37 Pfd. Blei.

In der Gesammtbeschickung beim Krätzfrischen kommen auf 100 Pfd. Kupfer 163,42 Pfd. Blei und auf 1 Lth. Silber 54,03 Pfd. Blei.

Der Brennmaterialverbrauch beträgt auf 100 Pfd. Schwarzkupfer oder 1 Saigerstück:

zur Reduction des Entsilberungsbleies	0,70	Mss.	Holzkohlen.	
zum Kupferfrischen	0,65	„	„	„
„ Saigern	0,72	„	„	„
„ Krätzfrischen	0,28	„	„	„
Zusammen	2,35	„	„	„

Silberausbringen:

67,15% vom angelegten Silber in den Saigerwerken
9,18 „ bleiben in dem Rest Saigerkrätze zurück.
76,33% weisen sich als noch ausbringbares Silber nach,
18,68 „ bleiben in Kupfer zurück.

Bleiausbringen:

64,24% vom angelegten Blei in den Saigerwerken
17,77 „ in den Kupfern zurückgeblieben
10,73 „ in den Zwischenproducten enthalten
92,74% als ausgebracht und noch vorhanden nachweisbar.

Kupferausbringen:

89,64% vom angelegten Kupfer in den Kiehnstöcken
9,32 „ in dem Rest bleibenden Zwischenproducten
98,96% weisen sich als ausgebracht oder noch vorhanden nach.

Beim Vertreiben der 836 Ctr. Saigerwerke erfolgten
98 Mrk. 15 Lth. Blicksilber oder
91 Mrk. 8 Lth. Brandsilber

702 Ctr.	Glätte	mit 90,5 % *Pb*	= 635	Ctr.	1	Pfd.	*Pb*.
42 „	Vorschläge	„ 88 „ „	= 36	„	96	„	„
31 „	Abstrich	„ 89,5 „ „	= 27	„	74,5	„	„
31 „	Herd	„ 69 „ „	= 90	„	39	„	„

Zusammen 790 Ctr. 40,5 Pfd. = 94,54% Blei zurück, so dass also 45 Ctr. 14 Pfd. Blei verloren sind. Der ganze effective Bleiverlust beim Kupferfrischen und Saigern hat demnach 139 Ctr. $38\frac{1}{2}$ Pfd. = 10,72% der Gesammtanlage betragen.

γ) Verblasen der Schwarzkupfer. Im Jahre $185\frac{3}{4}$ sind in 15 Verblasen bei Einsätzen von 42 und 43 Ctr. verblasen:

295 Ctr. Kiehnstöcke vom Frischen mit $^1/_3$ Lth. *Ag*, 32 Pfd. *Pb* u. 68 Pfd. *Cu*.
346 „ „ „ „ Krätzfrisch. „ $^3/_4$ „ „ 39,5 „ „ „ 60,5 „ „

641 Ctr. mit 25 Mrk. 7 Lth. *Ag*, 231 Ctr. 7 Pfd. *Pb* u. 409 Ctr. 93 Pfd. *Cu*.

Davon sind bei einem Aufwand von 25 Mss. Kohlen und 153 Schck. 45 Stck. Waasen erfolgt:

368 Ctr. verblasene Kupfer mit $1^1/_4$ Lth. *Ag*, 6 Pfd. *Pb* u. 94 Pfd. *Cu*.
$1^1/_2$ „ geschöpfte Saigerwerke „ $2^1/_2$ „
273 „ Verblasenschlacke „ $^1/_{32}$ „ „ 61,5 „ „ „ $14^1/_2$ „ „

$642^1/_2$ Ctr. mit 29 Mrk. $8^1/_4$ Lth. *Ag*, 191 Ctr. 47,5 Pfd. *Pb* und 385 Ctr. $50^1/_2$ Pfd. *Cu*.

mithin Gewinn an Silber 4 Mrk. $1^1/_4$ Lth. und Verlust an Blei 39 Ctr. 59,5 Pfd. und Kupfer 24 Ctr. 42,5 Pfd. Zum Verblasen sind auf 1 Ctr. Kiehnstöcke verbraucht: 14,39 Stck. Waasen und 0,039 Mss. Holzkohlen; auf 1 Ctr. verblasene Kupfer 25,07 Stck. Waasen und 0,068 Mss. Holzkohlen.

Es sind ausgebracht:

57,41% verblasene Kupfer aus den Kiehnstöcken,
84,38 „ v. d. angelegten Kupf. weisen sich in den verbl. Kupfern
9,66 „ „ „ „ „ „ „ „ „ „ Verbl.-Schl.

94,04% in Summa als ausgebracht nach, wonach der **Kupferverlust** beim Verblasen 5,96% betragen hat.

Von dem in den Kiehnstöcken enthaltenem **Blei** sind:

0,65% als Schöpfwerke erfolgt,
9,55 „ in den verblasenen Kupfern zurückgeblieben,
72,66 „ in die Verblasenschlacken übergegangen, mithin
17,14 „ Blei durch Verflüchtigung verloren gegangen.

δ) **Verblasenschlackenschmelzen incl. Saigern und Verblasen der Schlackenkupfer.** Im Jahre 185$^3/_4$ sind in 8 zwölfstündigen Schichten verarbeitet:

Verblasenschlackenschmelzen und Saigern:

273 Ctr. Verblasenschlacken mit $^1/_3$ Lth. *Ag*, $61^1/_8$ Pfd. *Pb* u. 14,5 Pfd. *Cu*.
152 „ Krätzfrischschlacken „ Spr. „ „ 35 „ „ „ $1^3/_4$ „ „
11 „ Kupfersteinschl. v. d. Kiesarbeit „ — „ „ — „ „ „ 1 „ „
33 „ Bleisteinschlacken „ 0,038 „ „ $2^1/_2$ „ „ „ — „ „

Verblasen:

60 „ Kiehnstöcke von den Schlackensteinst. „ Spr. „ „ 47 „ „ „ 53 „ „

529 Ctr. mit $9^3/_4$ Lth. *Ag*, 221 Ctr. 92 Pfd. *Pb* und 42 Ctr. 35.5 Pfd. *Cu*.

Bei einem Aufwande von 35 Mss. Kohlen, 360 Balgen Koks und 23 Schck. Waasen sind ausgebracht:

Verblasenschlackenschmelzen und Saigern:

60	Ctr.	Kiehnstücke	mit	Spr.	*Ag*	47	Pfd.	*Pb*	und	53	Pfd *Cu*.
109	„	Verblasenschlackenblei	„	$^{9}/_{32}$	„	—	„	„	„	—	„ „
29	„	Saigerkrätze v. Saigern d. Schlackenstücke	„	$^{1}/_{4}$	„	54	„	„	„	34	„ „
260	„	Schlacke vom Verblasenschlackenschmelzen	„	Spr.	„	7	„	„	„	$^{1}/_{2}$	„ „
		Verblasen:									
24	„	Verblasene Schlackenk.	„	$^{1}/_{4}$	„	8	„	„	„	92	„ „
39	„	Verblasenschlacken (zum nickelhaltigen Vorrath).	„	Spr.	„	59,5	„	„	„	6,5	„ „

521 Ctr. mit 2 Mrk. $11^{7}/_{8}$ Lth. *Ag*, 149 Ctr. 77,5 Pfd *Pb* und 34 Ctr. 47,5 Pfd. *Cu*, mithin Gewinn an Silber 2 Mrk. $2^{1}/_{8}$ Lth., Verlust an Blei 72 Ctr. $14^{1}/_{2}$ Pfd. und an Kupfer 7 Ctr. 88 Pfd.

Die Beschickung beim Verblasenschlackenschmelzen bestand aus:

58,21 % Verblasenschlacken
32,41 „ Krätzfrischschlacken
2,34 „ Kupferkiessteinschlacken
7,04 „ Bleisteinschlacken.

Auf 100 Ctr. dieser Beschickung sind 76,75 Balgen à $48^{1}/_{4}$ Pfd. = 3703 Pfd. Koks verbaucht, so dass 1 Pfd. Koks nur 2,7 Pfd. Beschickung getragen hat.

Gegen die Gesammtanlage sind ausgebracht:

49	% *Pb*	u.	—	%	*Cu*	im Verblasenschlackenblei
7,05	„	„	23,20	„	„	in d. Saigerkrätze v. d. Schlackenstücken
0,87	„	„	52,13	„	„	in d. verblasenen Schlackenkupfern
0,46	„	„	5,99	„	„	in den Verblasenschlacken.

67,49% *Pb* u. 81,40% Kupfer sind in Summa ausgebracht, wonach der Verlust beim Verblasenschlackenschmelzen incl. Saigern und Verblasen der Schlackenkupfer 32,51% an Blei und 18,60% an Kupfer beträgt, wovon sich 8,20% *Pb* und 3,06% *Cu* in den abgesetzten Schlacken nachweisen.

ε) Gaarmachen. Im Jahre $185^{3}/_{4}$ sind in resp. 99 und 9 Herden auf dem kleinen Herde gaargemacht:

368	Ctr. verbl. gute Kupf.	mit	$1^1/_4$	Lth. *Ag*,	6	Pfd *Pb* u.	94	Pfd	*Cu*.
24	„ Schlackenkupfer	„	$^1/_4$	„ „	8	„ „ „	92	„	„
392	Ctr. Schwarzkupfer mit 29 Mrk. 2 Lth. *Ag*, 24 Ctr. *Pb* und 368 Ctr. *Cu*.								

Davon sind ausgebracht mit 480 Mss. Kohlen:

312	Ctr. gute Krätzkupfer	mit	$1^3/_8$	Lth. *Ag*					
20	„ Glimmer- und Schlackenkupf.	„	$^3/_8$	„ „					
79	„ Gaarschl. Nr. 1.	„	$^3/_{32}$	„ „	21	Pfd. *Pb* u.	39	Pfd.	*Cu*.
8	„ „ „ „ 2.	„	Spr.	„	17	„ „ „	34	„	„
419	Ctr. mit 27 Mrk. $11^{29}/_{31}$ Lth. *Ag*, 17 Ctr. 95 Pfd. *Pb* und 365 Ctr. 53 Pfd. *Cu*,								

mithin Verlust 1 Mrk. $6^3/_{32}$ Lth. *Ag*, 6 Ctr. 5 Pfd. *Pb* und 2 Ctr. 47 Pfd. *Cu*.

Beim Gaarmachen des guten Schwarzkupfers sind von einem Herdeinsatz von durchschnittlich 372 Pfd. Schwarzkupfer 315 Pfd. Gaarkupfer, von 267 Pfd. Schlackenkupfern 222 Pfd. Glimmerkupfer erfolgt.

Bei guten Krätzkupfern gingen auf 1 Ctr. Schwarzkupfer 1,19 Mass, pro Ctr. Gaarkupfer 1,41 Mass, bei Schlackenkupfern resp. 1,66 und 2 Mss. Kohlen.

Es sind ausgebracht:

84,78% gute Gaarkupfer aus verbl. guten Schwarzkupfern
83,33 „ Schlackenkupfer „ „ Schlackenkupfern.

Gegen die Gesammtanlage in den verblasenen Kupfern sind ausgebracht:

84,78% *Cu*	und	— % *Pb*	in den guten Krätzkupfern	
5,43 „	„	„ „ „	im Glimmerkupfer	
9,12 „	„	„ 74,79 „	in den Gaarschlacken nachzuweisen	
99,33 % *Cu*		„ 74,79 *Pb*,		

mithin Verlust durch Verflüchtigung an *Cu* 0,67 und an *Pb* 25,21 %.

ζ) Summarisches Metallausbringen und Materialverbrauch bei der Krätzkupferarbeit. Im Jahre $185^3/_4$ sind verarbeitet 2385 Ctr. Kupferstein und davon erfolgt neben 108 Ctr. Kupferstein 399 Ctr. Schwarzkupfer = 641 Ctr. gesaigerten Kiehnstöcken = 392 Ctr. verblasenen Schwarzkupfern (incl. der Kupfer vom Verblasenschlackenschmelzen)

= 332 Ctr. Gaarkupfer. Der Materialaufwand hat betragen 360 Blg. Koks, 2930 Mss. Holzkohlen, 50 Malter Rösteholz, 182 Schock Waasen.

Der Materialverbrauch pro Rost Bleiglanzschlieg incl. Krätzkupferarbeit, so wie der Bleiverlust ist p. 553 angegeben worden.

C. Kupferkiesarbeit.

α) Kiesschmelzen incl. Rösten. In 5 Zumachen und 115 zwölfstündigen Arbeiterschichten sind verschmolzen:

4370 Ctr.	(115 Röste) Kiesstuff und Kiesschlieg	mit	18,58 Pfd. *Cu*
26 „	Ofenschur und Bühnen, Rest von der vorigen Jahresarbeit	„	14 „ „
4485 „	Kiessteinschlacken	„	0,875 „ „
8881 Ctr.	mit 855 Ctr. 10³/₈ Pfd. *Cu*.		

Bei einem Aufwand von 100 Mss. Kohlen, 4125 Balgen Koks und 11¹/₂ Mltr. Rösteholz erfolgten davon

2376 Ctr.	Rohstein	mit 33	Pfd. *Cu*.
12 „	Ofenschur	„ 12	„ „
40 „	Flugstaub	„ 8,5	„ „
6382,5 „	Kiesschl.	„ 0,32	„ „
8810,5 Ctr.	mit 804 Ctr. 44³/₈ Pfd. *Cu*.,		

also 5,93% Kupferverlust gegen die Gesammtanlage. Der Zuschlag an Roh-, Mittel- und Spursteinschlacken von durchschnittlich 39 Ctr. pro Rost Kies hat auf das Trockengewicht des verschmolzenen Kieses berechnet 102,63% betragen. Auf 1 Rost Kies kamen 35,87 Balgen Koks und 0,87 Mss. Kohlen, auf 100 Ctr. Kies 94,39 Balg. Koks und 2,28 Mss. Kohlen, auf 100 Ctr. Gesammtbeschickung

46,44 Balg. Koks	à 48¹/₂ Pfd.	=	2240³/₄ Pfd.
1,12 Mss. Kohlen	à 68 „	=	76¹/₈ „
		zusammen	2316⁷/₈ Pfd

mithin auf 1 Pfd. Koks und Kohlen 4,31 Pfd. Beschickung.

Zum Rösten des Kupferkieses sind pro Rost 0,10 Mltr. und pro 100 Ctr. Kies 0,26 Mltr. Rösteholz verbraucht.

In einer 12stündigen Schicht sind 38 Ctr. Kupferkies und 77,22 Ctr. Beschickung durchgesetzt.

Vom Trockengewicht des Kieses sind 54,37% Rohstein erfolgt und darin 96,53% des im Kupferkiese angelegten Kupfers angesammelt.

Gegen die Gesammtanlage sind ausgebracht:

91,69%	*Cu*	im Rohstein
0,57 „	„	„ Rauch und Gekrätz
1,81 „	„	„ in den wieder angew. Schlacken
94,07%	*Cu*	in Summa.

Danach ergiebt sich der Kupferverlust beim Kiesschmelzen zu 5,93%, woran sich in den abgesetzten $1531\frac{1}{2}$ Ctr. nur 0,57% nachweisen. Da der übrige Verlust durch Verflüchtigung allein zu hoch sein dürfte, so ist wahrscheinlich der Kupfergehalt im Kies zu hoch gefunden. Das richtige Probenehmen von dem in Stücken angelieferten Kies ist nicht ohne Schwierigkeiten.

β) Kiessteinschmelzen incl. Steinrösten. In 4 Zumachen und 85 zwölfstündigen Schichten sind geschmolzen:

2376	Ctr.	Rohstein	mit	33	Pfd. *Cu.*
		Hiervon sind erfolgt und wieder verarbeitet:			
963	„	Kupferstein v. Rohsteinschmelzen	mit	65	Pfd. *Cu*
387	„	„ „ „ Mittelsteinschmelzen	„	72	„ „
117	„	„ „ „ Spursteinschmelzen	„	73	„ „
34	„	Spurstein, Rest vom vorigen Jahre	„	73	„ „
12	„	Ofenschur	„	20	„ „
3036	„	Kiesschlacken	„	0,32	„ „
6925	Ctr.	mit 821 Ctr. $1\frac{1}{2}$ Pfd. Kupfer.			

Davon sind ausgebracht mit 2330 Mass Kohlen und $40\frac{1}{2}$ Mltr. Röstcholz:

166	Ctr.	Schwarzkupfer v. Rohsteinschm.	mit	96	Pfd. *Cu*
341	„	„ „ „ Mittelsteinschm.	„	98	„ „
190	„	„ „ „ 1. Spursteinschm.	„	98	„ „
69	„	„ „ „ 2. „ „	„	98,5	„ „
1467	„	Roh-, Mittel- und Spurstein, erfolgt und wieder verarbeitet	„	—	„ „
16	„	Spurstein, Rest v. 2 Spursteinschm.	„	74	„ „
20	„	Ofenschur	„	24	„ „
16	„	Flugstaub	„	16	„ „
2772	„	Rohsteinschlacke	„	0,75	„ „
1227	„	Mittelsteinschlacke	„	0,875	„ „
630	„	Spursteinschlacke	„	1,50	„ „

6914 Ctr. mit 807 Ctr. $88\frac{1}{8}$ Pfd. Kupfer, so dass der Kupferverlust gegen die Gesammtanlage 1,60% betragen hat.

An Kiesschlacken sind zugeschlagen:
beim Rohsteinschmelzen 69,44 % des verarbeiteten Steines
„ Mittelsteinschm. 91,57 „ „ „ „ „
„ Spursteinschmelzen 100,00 „ „ „ „ „

Zu 1 Kupfersteinschicht (36 Ctr.) sind 21,83 Mss. und zu 100 Ctr. Kupferstein 60,63 Mss.; auf 100 Ctr. Gesammtbeschickung 33,64 Mss. à 68 Pfd. Holzkohlen, mithin auf 1 Pfd. Holzkohlen 4,37 Pfd. Beschickung verbraucht. 100 Ctr. gefallener Kupferstein erforderten zum Rösten 1,05 Mltr. Röstholz. In einer zwölfstündigen Schicht sind durchgesetzt 45,21 Ctr. Kupferstein und 81,47 Ctr. Beschickung.

Von den im Rohsteine angelegten Kupfern sind ausgebracht 95,36 %. Von der Gesammtanlage an Kupfer sind
91,07 % im Schwarzkupfer angesammelt
1,44 „ im Kupferstein verblieben
0,90 „ im Gekrätz „ „
4,99 „ in den Schlacken nachzuweisen.
98,40 % summarisches Ausbringen, mithin Verlust an Kupfer 1,60 %.

γ) Gaarmachen. Im Jahre 185³/₄ sind in 208 Herden auf dem kleinen Herde gaargemacht:

766 Ctr. Schwarzkupfer vom Kupfersteinschmelzen à 97,61 Pfd. Kupfer = 747 Ctr. 70,5 Pfd. Kupfer.

Bei einem Verbrauch vom 930 Mss. Kohlen sind ausgebracht:
707 Ctr. gute Kieskupfer
88 „ Gaarschlacken mit 35% *Cu*
795 Ctr. mit 737 Ctr. 80 Pfd. *Cu.*
mithin 9 Ctr. 90,5 Pfd. Kupferverlust. Auf einem Herd sind durchschnittlich 368¹/₄ Pfd. Schwarzkupfer aufgesetzt und davon 340 Pfd. Gaarkupfer erfolgt. Man verbrauchte auf 1 Ctr. Schwarzkupfer 1,21 Mss. und auf 1 Ctr. Gaarkupfer 1,31 Mss. Kohlen.

Aus den Schwarzkupfern sind 92,30% Gaarkupfer erfolgt. Von dem im Schwarzkupfer angelegten Kupfer sind:
94,56% als Gaarkupfer ausgebracht,
4,12 „ in den Schlacken nachzuweisen; also
98,68 % im Ganzen ausgebracht, wonach der Verlust beim Gaarmachen 1,32% beträgt.

Bei den später angelegten Flugstaubkammern über dem Gaarherde hat sich der Verlust vermindert.

δ) Summarisches Metallausbringen und Materialverbrauch. Im Jahre 185³/₄ sind aus 115 Rösten = 4370 Ctr. Kupferkies mit 812 Ctr. 22 Pfd. Kupfer nach der Probe 707 Ctr. Gaarkupfer mit 3360 Mss. Kohlen, 4125 Blg. Koks und 52 Mltr. Rösteholz in 200 zwölfstündigen Schichten und 9 Zumachen ausgebracht, wonach der Materialverbrauch pro Rost 29,21 Mss. Kohlen, 35,87 Balg. Koks und 0,45 Mltr. Rösteholz bei 1, 74 zwölfstündigen Schichten beträgt.

In den verschmolzenen 115 Rösten sind nach der Probe 812 Ctr. 22 Pfd. Kupfer angelegt, und erfolgt 707 Ctr. Gaarkupfer. Da ausserdem der Kupferarbeit aus vorigjährigen Zwischenproducten 30 Ctr. 86 Pfd. Kupfer zugegangen und in den bei der Arbeit im Jahre 185³/₄ vorräthig gebliebenen Zwischenproducten (16 Ctr. Kupferstein, 32 Ctr. Geschur und Gekrätz, 56 Ctr. Flugstaub und 88 Ctr. Gaarschlacke) 54 Ctr. 84 Pfd. Kupfer verblieben sind, so gehen dem obigen Kupferausbringen von 707 Ctr. noch 23 Ctr. 98 Pfd. Kupfer zu, so dass das totale Ausbringen 730 Ctr. 98 Pfd. betragen hat. Es haben somit 10% Kupferverlust bei der Kiesarbeit stattgehabt, von welchen 6,88% aufs Kiesschmelzen, 1,78% aufs Kupfersteinschmelzen und 1,34% aufs Gaarmachen kommen.

Metallverluste auf Andreasberger Hütte *).

Der nicht unbedeutende Antimon- und Arsengehalt der Andreasberger Geschicke veranlasst grössere Metallverluste, als auf den andern Oberharzer Silberhütten stattfinden. Die Angaben darüber variiren zum Theil.

Nach einer früheren Zusammenstellung des Bergraths Koch wurden der Hütte in den Jahren 1837—1846 der Probe nach übergeben: 77069 Mrk. 10 Lth. Silber und 43005 Ctr. 3 Pfd. Schwarzblei nach altem Gewicht. Ausgebracht wurden 74996 Mrk. 11 Lth. Silber und 13646 Ctr. 70 Pfd. Schwarzblei, wonach ein Silberverlust von 2072 Mrk. 15 Lth. = 2,7% und ein Schwarzbleiverlust von 29358 Ctr. 33 Pfd. = 68,2% stattgefunden hat.

---

*) Nachtrag zu Seite 542.

In denselben Jahren sind nach Seidensticker 2965½ Röste Schlieg verarbeitet mit 67662 Mrk. 9 Lth. Silber; ausgebracht: 66974 Mrk. 9 Lth., wonach der Silberverlust nur 1% gegen die Anlage beträgt.

Der oben gefundene bedeutende Bleiverlust kann nicht auffallen, wenn man erwägt, welche kräftigen Oxydationsprocesse zur Entfernung des Arsens und Antimons erforderlich sind, um demnächst ein brauchbares Kupfer zu erzeugen. Ausserdem ist zu berücksichtigen, dass der beim Probiren erhaltene und als Blei in Anrechnung gebrachte Regulus viel Arsen und Antimon enthält und die Glätte meist wieder in die Schmelzarbeiten zurückgeht.

In den Jahren 1827—1848 wurden verarbeitet 9571 Röste mit 201899 Mrk. 11¾ Lth. Silber, wovon 199609 Mrk. 11 Lth. Silber erfolgten, entsprechend einem Verluste von 1,1%.

In den 10 Jahren 1845—185⁴/₅ sind in den Schliegabschnitten angelegt 66299 Mrk. 6¾ Lth. Silber und 41288 Ctr. 6 Pfd. Schwarzblei; ausgebracht: 67079 Mrk. 12 Lth. Brandsilber und 12239 Ctr. 6 Pfd. Blei, also gegen die Anlage mehr 1,17% Silber und weniger 70,3% Blei.

Bei den einzelnen Arbeiten betrug das Silberausbringen in den Jahren 1840—185⁵/₆

61,77%	bei der	Schliegarbeit.
30,79 „	„ „	Steinarbeit.
5,11 „	„ „	Krätzarbeit.
2,14 „	„ „	Kupferarbeit.

99,81% im Ganzen, so dass ein Silberverlust von 0,19% stattgefunden hat.

Specieller Theil.

---

§. 61. Inhalt dieses Theiles.

Es soll in diesem Theile gezeigt werden, in welcher Art man, den im allgemeinen Theil festgestellten Grundsätzen gemäss, die Schmelzprocesse auf den Silberhütten bei Clausthal, Altenau, Lautenthal und St. Andreasberg ausführt, welche Abweichungen dabei auf den einzelnen Werken vorkommen und welche Erfolge erzielt werden. Zweck.

Erster Abschnitt.

Blei- und Silberhüttenbetrieb zur Frankenscharner Hütte bei Clausthal.

§. 62. Lage, Umfang der Hütte etc.

Man erreicht die Frankenscharner oder Clausthaler Hütte innerhalb $^1/_2$—$^3/_4$ Stunden, nachdem man Clausthal an der südwestlichen Seite verlassen und im Clausthaler Pochthal die Gruben Neuer Thurm Rosenhof, Alter- und Silbersegen, 13 Pochwerke, 6 Scheidhäuser und 2 Schlammwäschen passirt hat. Lage.

Dieselbe umfasst nachstehende Baulichkeiten:

das Hüttenhaus zur Wohnung eines Beamten mit dem Hüttenbureau (Meisterstube), die grosse Schmelzhütte mit 5 Schlieg- und 3 Steinöfen, sowie dem Cylindergebläse mit 6 liegenden Cylindern, die neue Schmelzhütte mit 1 Schlieg- Hüttengebäude.

ofen und 1 Glättefrischofen, die vordere Treibhütte mit 1 Saigerherd und 1 Treibofen, die hintere Treibhütte mit 3 Treiböfen, das Schliegmagazin, das Thonschiefer- und Gestübbepochwerk, das Gebäude für den Versuchsflammofen, das obere und untere Rösthaus, das Eisenmagazin, das Sandsteinschauer mit Maurerkammer und Kalkmagazin, das Laboratorium und die Tagelöhnerstube, das Bleimagazin, das Krätzpochwerk, die Zimmerwerkstätte, die Herdkammer, das Glättemagazin, die grosse, kleine und neue Kohlenschuppe, die grosse Waasenschuppe, die kleine Waasenschuppe, das Barnsteinschauer, das Spritzenhaus, das Waasen- und Kohlenhäuschen, das Lehmgewölbe mit Radstube und Spritzenschauer, das Thonschiefer- und Mergelschauer, das Stuffpochwerk, die Koksschuppe mit Thonschiefersteinfabrik, die Hüttenschmiede nebst Kohlenschuppe dazu, die Hüttenschenke.

Erze.

Die Clausthaler Hütte verschmilzt fast sämmtliche Erze des Rosenhöfer- und Bergwerkswohlfahrter Reviers (p. 91, 95), den grössten Theil der Erze des Burgstädter Reviers (p. 76), ausser denen von der Grube Caroline, und etwa 200—300 Röste von der Grube Ring und Silberschnur im Zellerfelder Reviere (p. 74). Die Anlieferung, Uebernahme, Aufbewahrung und Probirung der Schliege geschieht in der in den §. 5 und 6 beschriebenen Weise. Der Schliegtransport auf Schienenbahnen kommt viel billiger, als durch Fuhrwerk.

Hüttenprocesse.

Die hier ausgeführten Hüttenprocesse zerfallen zunächst in die Schlieg-, Rauch- und Steinarbeiten, aus denen als Hauptproducte Werkblei und Kupferbleistein hervorgehen. Letzterer wird zur Altenauer Hütte der Krätzkupferarbeit zugetheilt, das Werkblei dem Abtreiben übergeben, und durch die weitere Verarbeitung der dabei fallenden Producte das Glätte-, Abstrich- und Bleidreckfrischen, sowie das Feinbrennen des Blicksilbers veranlasst.

Ueber den Metallgehalt und die weitere Verwendung der bei den Schmelzprocessen erfolgenden Producte giebt die Anlage III einen näheren Nachweiss.

§. 63. Schliegarbeit.

Sämmtliche nach Clausthaler Hütte in einem Jahre gelieferten Schliege theilt man in 12 Posten, Schliegabschnitte (p. 383), wovon jeder durchschnittlich 210 Röste enthält. Zum Ausbringen des Silbers und Bleies aus einem solchen Erzquantum sind etwa ³/₄ Jahre, und das Ausbringen des Kupfers mitgerechnet, etwa ⁷/₄ Jahre nöthig. Schliegabschnitte.

Man nimmt beim Gattiren (p. 372) jedesmal 30 Röste in Arbeit, so dass bei einem Schliegabschnitt von 210 Rösten 7 Mischungen, Maschen, gemacht werden. Die Herstellung der Gattirung geschieht auf die p. 373 beschriebene Weise auf den beiden Maschplätzen des Schliegmagazins von 26 F. Länge, 10 F. Breite und 4 F. Höhe. An der einen langen Seite befinden sich an den Holzbohlen 10, an den beiden schmalen Seiten je 3 Marken, so dass demnächst die Gattirung durch furchenartige Einschnitte auf der Oberfläche in 30 Theile à 1 Rost getheilt wird. Schliegattirung.

Die Gattirung entspricht den dabei zu befolgenden Grundsätzen (p. 372), wenn man dazu die Schliege in folgenden Verhältnissen zu einer Mischung von 30 Rösten nimmt, wo dieselbe dann im Centner 54—56 Pfd. Blei und 10 Quint Silber enthält:

Anlieferungsverhältniss. Röste.		Anliefernde Gruben.	Gehalt im Ctr. an Silber Quint	Gehalt im Ctr. an Blei Pfd.	Beibrechende Gangarten.
13	5,2	Dorothea, p. 85	9,5	57	Viel Quarz, weniger Kalkspath; viel Blende im oberen Burgstädter Revier.
	5,8	Bergmannstrost, p. 85	7,5	55	
	2,3	Kranich, p. 83	12	62	
4—5	1,9	Herzog Georg u. König Wilhelm, p. 82....	12	59	
	0,9	Anna Eleonore, p. 83	14	59	
	1,6	Margarethe, p 84 ..	8	59	
3—4	2,3	Neuer Thurm Rosenhof p. 94	5	38	Viel Spatheisenstein auch Schwerspath, weniger Quarz und Kalkspath.
	1,4	Alter u. Silber Segen, p. 94	7	50	
3	3,1	Bergwerkswohlf., p. 97	18	48	Schwer- u. Kalksp., Fahlerz.
3	2,3	Knappschafts After..	8	48	Kieselig und kalkig.
	0,6	„ Halden	8	48	
2—3	2,3	Ring u. Silberschnur, p. 74	10,5	60	Viel Quarz. Kieselig.
	0, 3	After daher	9	56	

also 30 Röste, à Rost mit 3 Pfd. 5 Loth Silber und 20 Ctr. Blei oder 1 Ctr. mit 10 Quint Silber und 55 Pfd. Blei.

Bei Herstellung der Gattirung lassen sich die in der zweiten Rubrik angegebenen Verhältnisse nicht immer inne halten, z. B. wenn eine Grube mit der Lieferung zurückgeblieben ist; man lässt dann eine gleichwerthige Grube dafür eintreten und sieht nur darauf, dass die in der ersten Rubrik enthaltenen Generalverhältnisse beim Gattiren nicht überschritten werden.

Mit Berücksichtigung dieses Umstandes ist z. B. nachstehende Gattirung für einen Schliegabschnitt von 210 Rösten à 7 Mischungen entworfen:

Gruben	Röste	Ctr.	Silber			Blei	
			Pfd.	Lth.	Quint	Ctr.	Pfd.
Dorothea	49,7	1802	175	4	3	1061	24
Bergmannstrost	42	1519	109	6	0,5	825	75
Kranich	13,8	504	60	1	3,5	323	72
Margarethe	7	252	17	6	4	135	72
Rosenhof	20,6	740	37	5	4	418	6
Alter und Silbersegen	13,7	490	38	1	1,5	260	75
Bergwerkswohlfahrt .	34,7	1249	206	3	8	563	89
Ring und Silberschnur	28,5	1016	118	1	8	544	26
Summa......	210	7572	763	—	2,5	4133	39

oder 1 Rost enthält 3 Pfd. 6 Lth. 3 Qt. Silber und 19 Ctr. 68 Pfd. Blei; oder 1 Ctr. enthält 10 Qt. Silber und 55 Pfd. Blei.

Man mascht bei vollem Betriebe wöchentlich 50—66 Röste Schlieg.

Für 1 Rost Schlieg in die Mischung zu bringen bezahlt man 2 Ngr. 2 Arbeiter stellen eine Mischung in 2 Tagen her, so dass jeder derselben beim Maschen täglich 15 Ngr. verdient.

Schliegbeschickung. Die Beschickung (p. 374) für 1 Rost Schlieg (eine Schicht) wird in Gestalt einer abgestumpften Pyramide von etwa 10 Fuss Länge und 5 Fuss Breite unten, 9 Fuss Länge, 4 Fuss Breite oben und $1^1/_2$ Fuss Höhe aus folgenden Lagen gebildet:

8—9 Karren Steinschlacken (p. 263) v. 1. u. 2. Durchst.

24 Ctr. gattirter Schlieg.
2 „ Granulireisen (p. 255).
3 „ bleiische Zuschläge (p. 257).
5 Karren Schliegschlacken (p. 262).
12 Ctr. Schlieg.
2 „ Eisen.
3 „ bleiische Zuschläge.
3 Karren Steinschlacken.

Die 6 Ctr. bleiischen Zuschläge bestehen entweder aus 2 Ctr. Abstrich à 0,08 Qt. *Ag* und 80 Pfd. *Pb* und 4 Ctr. Vorschlägen à 0,09 Qt. *Ag* und 90 Pfd. *Pb* oder aus 2 Ctr. Abstrich, 2 Ctr. Herd à 1,75 Qt. *Ag* und 57 Pfd. *Pb* und 2 Ctr. Vorschlägen oder aus 3 Ctr. Abstrich und 3 Ctr. Vorschlägen, je nach den Vorräthen.

Dem Gewichte nach enthält eine beschickte Schicht:

36	Ctr.	Schlieg à 10 Qt. *Ag* und 54–56 Pfd. *Pb*.
4	„	Eisen
6	„	bleiische Zuschläge à 0,08—1,75 Qt. *Ag* und 57–80 Pfd. *Pb*.
12	„	Schliegschlacken à 0,08 Qt. *Ag* und 3 Pfd. *Pb*.
34	„	Steinschlacken à 0,06 Qt. und 1,5¾ Qt. *Pb*.
92	„	mit durchschn. 27 Ctr. *Pb* und 3 Pfd. 6 Lth. bis 3 Pfd. 7 Lth. *Ag*.

Danach kommen auf 100 Ctr. Schlieg:

100	Ctr.	Schlieg
11,2	„	Eisen
16,6	„	bleiische Zuschläge
20,6	„	Schliegschlacken
94,9	„	Steinschlacken
243,0	Ctr.	

Bei einer solchen Beschickung erhält man auf 3 Theile Stein etwa 4 Theile Werkblei, welches Verhältniss hinsichtlich der Bildung des erforderlichen Steinschlackenquantums anzustreben ist (p. 375). Ohne dass ein Aenderung dieses Verhältnisses bis jetzt eingetreten wäre, hat man zeitweilig eine Verminderung des Eisenzuschlages vorgenommen.

In den Jahren 1844 – 185¾ hat man auf einen Rost Schlieg durchschnittlich 4,36 Ctr. Eisen zugeschlagen, in

den letzteren Jahren ist man auf 3,58—4,23 Ctr. herabgegegangen.

Schlieg-schmelzen

Das Verschmelzen dieser Beschickung geschieht in einförmigen Sumpföfen (p. 304) mit Holzkohlen (p. 248) bei etwa 15″ langer Nase und dunkler Gicht unter den p. 383 näher angegebenen Umständen und Vorsichtsmassregeln. Nach dem Abwärmen des Ofens und dem Einsetzen der Vorwand füllt man denselben halb mit Kohlen und lässt dieselben durch den Zug in Brand gerathen. Einige Stunden darauf füllt man den Ofen ganz mit Kohlen, lässt das Gebläse langsam an, giebt schwache Schlackensätze und dann eine leichtflüssige Bühnenbeschickung auf, um den Schmelzherd allmählig mit geschmolzenen Massen zu versehen.

Eine solche Bühnenschicht enthält:

24 Ctr. gerösteten Ofenbruch
12 „ „ „ Rauchstein
30 „ Schliegschlacken
1 „ Eisen
3 „ Herd
2 „ Abstrich.

Nach dem Durchsetzen der Bühnenschicht pflegt man Rauch folgen zu lassen und endlich nach 6 bis 10 Tagen giebt man die eigentliche Schliegbeschickung auf und setzt bei normalem Ofengang 2 oder 3 oder abwechselnd 2 und 3 Tröge Beschickung à 60 Pfd. auf 1 Füllfass = 25 Pfd. Kohlen, so dass auf 1 Pfd. von letzteren etwa 5—7 Pfd. Beschickung kommen. Bei $2^1/_4$ Z. Düsendurchmesser und 12—14, durchschn. 13 Linien Quecksilberpressung beim Cylindergebläse gelangen pro Min. 340—370 Cbfss. Luft von 15° C. in den Ofen, wobei $3^1/_2$ Kolbenspiele pro Minute stattfinden. Die Spitzbälge geben nur 11 Linien Pressung. Seit Anwendung des Cylindergebläses hat sich die Rauchbildung vermehrt.

Die Ofencampagnen dauern gewöhnlich 8—12 Wochen, zuweilen auch länger, zu welcher längeren Dauer gegen früher hauptsächlich die Erweiterung der Oefen im Kohlensacke nach Art der Altenauer, die Anwendung von Kokssteinen, das Anblasen mit einer leichtflüssigen Bühnenbe-

schickung etc. beigetragen hat. Das Aufstechen geschieht alle 2—3 Stunden, nachdem sich im Herde $2^1/_2$—3 Ctnr. Stein und 2—4 Ctnr. Werke angesammelt haben.

Man verschmilzt eine beschickte Schicht in 10 Stunden mit 21 Mass Kohlen (5 Cbfss. Lösch gehen zum Aufstreuen auf Vorherd und Spur) und 7,4 Cbfss. Gestübbe und erhält davon Ausweis.

19—20 Ctr. Werkblei à 13—16 Qt. *Ag*.
16 „ Stein à 7 Qt. *Ag* und 29 Pfd. *Pb*.
48 „ Schlacken à 0,08 Qt. *Ag* und 3 Pfd. *Pb*.
3 „ Rauch à 5 Qt. *Ag* und 45 Pfd. *Pb*

oder 100 Ctr. Schlieg zu 192,3 Ctr. beschickt, liefern in 28,5 Stunden mit 41 Ctr. Kohlen, 14 Cbfss. Lösch und 21 Cbfss. Gestübbe

53 Ctr. Werkblei,
44 „ Stein,
143 „ Schlacken,
8 „ Rauch.

Die Werkbleischeiben werden in der Nähe des Ofens aufgestapelt. Zu 1 Stapel gehören 10 Scheiben im Gewichte von 4 Ctr. Nach dem Verwägen wird das Werkblei in die Treibhütte geschafft; der gewogene Bleistein kommt ins Rösthaus, nachdem er in faustgrosse Stücke zerschlagen worden.

An Löhnen werden verausgabt: für 1 Rost Schlieg aus der Mischung auf den Beschickungsboden zu laufen 3 Ngr. 8 Pf., die Schlacke von 1 Rost Schlieg wegzulaufen 6 Ngr. 3 Pf.; ferner pr. Centner ausgebrachte

Werke.	Stein.	
12	3	dem Schmelzer beim ordin. Schliegschmelzen,
8	3	„ Vorläufer „ „ „
10	6	„ Schmelzer beim kiesigen „
7	5	„ Vorläufer „ „ „

so dass in einer 24stündigen Schicht die Schmelzer 1 Thlr. 20 Ngr. — 1 Thlr. 25 Ngr., die Vorläufer 1 Thlr. 5 Ngr. — 1 Thlr. 8 Ngr. verdienen. Für ein Zumachen oder Ausblasen dem Schmelzer 11 Ngr. 9 Pf., dem Vorläufer 7 Ngr. 5 Pf.; für 100 Ctnr. rohen Stein ins Rösthaus zu laufen 11 Ngr. 5 Pf.; Tagelöhner erhalten pro Tagelohn 5 Ngr.

7 Pf. Die Löhne bei der Schlackensteinfabrikation sind p. 276 angegeben. Ein Arbeiter verdient in 1 Schicht, in welcher er 100 Schlackensteine Nr. 4 zu machen hat, 15 Ngr.

Eine Arbeitsschicht beim Schliegschmelzen dauert von Morgens 6 Uhr an 24 Stunden und sind dabei vor einem Ofen beschäftigt: 1 Schmelzer, welcher die Arbeiten unten vor dem Ofen besorgt und für den Gang desselben verantwortlich ist, und 1 Vorläufer, welchem die Anfertigung der Beschickung und das Eintragen derselben in den Ofen obliegt. Auch muss derselbe dem Schmelzer mit zur Hand gehen. Das Wegbringen der Schlacken und das Hinaufschaffen der zur Beschickung gehörigen Substanzen auf den Beschickungsboden geschicht durch ein eigenes Personal im Accord oder Tagelohne.

Der Bleigehalt der jährlich abgegebenen 74000 Ctr. Schliegschlacken betrug in den Jahren 1844 bis 185³/₄ im Centner durchschnittlich 4,35 Pfund, ist aber in den letzteren Jahren etwas herabgegangen.

Im Jahre 185⁸/₉ wurden 1470 Röste ordinairer (excl. des kiesigen Schlieges) à 35,6 Ctr. trocken = 52398 Ctr. mit 5260 Pfd. Silber und 29440 Ctr. Blei (also pro Rost mit 3,58 Pfd. Silber und 19,9 Ctr. Blei oder pro Ctr. Schlieg mit 10,03 Qt. Silber und 56 Pfd. Blei) in 1400 zwölfstündigen Schichten verschmolzen, wonach in 12 Stunden 1,05 Röste oder 37,3 Ctr. durchgesetzt sind. Man verbrauchte darauf an Kohlen: 32100 Mss. à 70 Pfd. = 22470 Ctr., oder pro Rost 21,8 Mss. = 15,3 Ctr. und pro 100 Ctr. Schlieg 61 Mss. = 42,7 Ctr., so dass bei einem Gewicht von 85 Ctr. für eine beschickte Schicht 1 Ctr. Kohlen 5,5 Ctr. Beschickung trug; an Eisen: 6115 Ctr., also pro Rost 4,2 Ctr. und pro 100 Ctr. Schlieg 11,6 Ctr.; an Vorschlägen: 1914 Ctr. Herd, 3767 Ctr. Vorschläge und 2838 Ctr. Abstrich, zusammen 8519 Ctr. mit 6884 Ctr. Blei und 47,8 Pfd. Silber.

Die Anlage im Schlieg und in den Vorschlägen betrug — den Gehalt der Schlacken ausser Acht gelassen — 5308 Pfd. Silber und 36324 Ctr. Blei. Es erfolgten beim Schliegschmelzen:

a) 27503 Ctr. Werkblei, welche beim Abtreiben und

Feinbrennen 3834 Pfd. Brandsilber gaben, wonach an Blei 27465 Ctr. zu berechnen bleiben.

b) 22553 Ctr. Bleistein à 28 Pfd. Blei und 6,5 Qt. Silber, zusammen mit 6315 Ctr. Blei und 1466 Pfd. Silber.

c) 245 Ctr. Röste Rauch incl. Schurschlieg und Bühnen, woraus 2181 Ctr. Blei und 287 Pfd. Silber erfolgten.

Das Ausbringen gegen die Anlage betrug demnach 5,25% Silber mehr und 1,28% Blei weniger oder auf 100 Ctr. Schlieg 0,526 Pfd. Silber mehr und 0,716 Ctr. Blei weniger.

Eine beschickte Schicht im Gewicht von 86 Ctr. gab 18,5 Ctr. Werke, 15,3 Ctr. Bleistein und 52 Ctr. Schlacken, wovon 42 Ctr. vorgeschlagen wurden, so dass der wirkliche Schlackenfall pro Rost Schlieg 10 Ctr. mit einem Bleigehalt von 25 Pfd. beträgt.

Die Kosten der Schliegarbeit pro Rost berechnen sich, wie folgt:

An Arbeitslöhnen:

$2-2^1/_4$ Tagel. im Schliegmagazin .	— Thlr.	11 Ngr.	4 Pf.
für das Maschen	— „	2 „	— „
„ Schlieglaufen	— „	3 „	8 „
„ Tagelöhne auf dem Boden . .	— „	5 „	7 „
„ Schlackenlaufen	— „	6 „	3 „
Schmelzerlohn für 18,5 Ctr. Werke à 1 Ngr. 2 Pf.	— „	22 „	2 „
Schmelzerlohn für 15,3 Ctr. Stein à 3 Pf.	— „	4 „	7 „
Vorläuferlohn für 18,5 Ctr. Werke à 8 Pf.	— „	14 „	8 „
Vorläuferlohn für 15,3 Ctr. Stein à 3 Pf.	— „	4 „	6 „
Für das Abwägen der Werke und des Steins, Kohlenlaufen etc. . . .	— „	9 „	3 „
An Materialien:			
Für 4,2 Ctr. Eisen à 1 Thlr. 28 Ngr. 1 Pf.	8 „	4 „	— „
„ 21,8 Mass Kohlen, an Fuhrlohn und Kaufgeld	9 „	1 „	2 „
Zusammen	20 Thlr.	— „	— „

pro Rost Schlieg oder 56 Thlr. 5 Ngr. 4 Pf. pro 100 Ctr. trocknen Schlieg.

Versuche z. Abänderung der Niederschlagsarbeit.

Der kostspielige Eisenzuschlag, der Umfang der Steinarbeiten, die Verwendbarkeit von verkohltem Brennmaterial und andere Gründe haben zu nachstehenden Versuchen auf Clausthaler Hütte Veranlassung gegeben, die Niederschlagsarbeit durch andere Schmelzprocesse zu ersetzen.

1) Verschmelzen von Bleiglanzschlieg in einem nach Art der Eisenhohöfen zugestellten Rastofen[1]).

Rastofenversuche.

Die mancherlei Unvollkommenheiten des Nasenschmelzens gaben hauptsächlich Veranlassung zu Schmelzversuchen in einem Rastofen (p. 307), worin sich wegen der in dem zusammengezogenen Schmelzraum herrschenden höheren Temperatur keine Nase bildet. Man versprach sich davon im Vergleich zur currenten Schliegarbeit eine grössere Production bei gleichzeitiger Brennmaterialersparung und ein innigeres Durchschmelzen der Beschickung, herbeigeführt theils durch die Construction und Betriebsweise des Ofens, theils durch die vorhandene Möglichkeit, die Temperatur im Schmelzraume erhöhen zu können, damit sie hinreiche, aus zur Beschickung gegebenen eisenoxydhaltigen Substanzen (Eisensteinen, Steinschlacken etc.) das zur Entschwefelung des Bleiglanzes nöthige metallische Eisen zu liefern.

Die in den Jahren 1835 und 1836 angestellten Versuche gaben folgende Resultate:

Sowohl beim Verschmelzen der currenten Schliegbeschickung im Rastofen, als auch bei verringertem Eisen- und vermehrten Steinschlackenzuschlag producirte man nicht mehr Werkblei, als gewöhnlich, dagegen stellte sich der Steinfall zum Werkefall wie 1:2, während dieses Verhältniss beim gewöhnlichen Schliegschmelzen 3:4 ist, also günstiger. Zudem war der Rastofenstein, während der gewöhnliche Schliegstein 28—38 Pfd. Blei und 2¹/₄—2³/₄ Lth. Silber hält, sehr arm an Blei, nur 4pfündig, dagegen im Verhältniss zu diesem Bleigehalt reich an Silber

1) *Karst.* Archv. 2. R. X, 131. — *Lamp.* Fortschr. 1839. p. 77. — *Bäntsch* Beitrag zur Feststellung einer Theorie der Anwendung hoher Rastöfen bei Blei- und Kupferhüttenprocessen. Bgwkfr. II, 257.

(er enthielt $^1/_2$—$^3/_4$ Lth.), so dass ersterer letzteren beim demnächstigen Schmelzen nicht gedeckt haben und zur Ausziehung des Silbers ein Zuschlag von bleihaltigen Producten nöthig geworden sein würde. Es kommt jedoch in Frage, ob es statt der üblichen Methode nicht vortheilhafter ist, den Rastofenstein, wenn sonst das Schmelzen keine zu erheblichen Schwierigkeiten macht, silberreicher zu lassen, seinen Silbergehalt demnächst im Schwarzkupfer zu concentriren und durch die Saigerung zu gewinnen, dafür aber die zeitraubenden Steinarbeiten abzukürzen und sehr arme Schlacken abzusetzen. Der Stein enthielt mehr Kupfer und Antimon, als der gewöhnliche Bleistein, in Folge dessen die Werke reiner ausfielen. Die Arbeit in diesem Ofen lässt demnach den chemischen Verwandtschaftsgesetzen freieren Raum, wirksam zu sein, indem der Theorie nach alles Antimon an Eisen und alles Kupfer an Schwefel gebunden sich im Stein ansammeln musste.

Die Rastofenschlacken hielten nur $^1/_2$—2 Pfd. Blei, während die gewöhnlichen Schliegschlacken mit 3—4 Pfd. abgesetzt werden, wodurch bei der jährlichen Erzeugung von etwa 40,000 Ctr. Schlacken auf Clausthaler Hütte ein bedeutender Bleiverlust veranlasst wird. Sie waren glasartig, wurden von Säuren nicht angegriffen, — gewöhnliche Schlieg- und Steinschlacken werden davon zum Theil zersetzt, — verhielten sich ganz ähnlich wie Eisenhohofenschlacken und waren Gemenge von Bi- und Trisilicaten.

Der Brennmaterialaufwand war beim Versuchsschmelzen bedeutender, als beim gewöhnlichen Nasenschmelzen; während bei letzterem 6—8 Pfd. Beschickung auf 1 Pfd. Kohle kommen, so konnten bei ersterem nur 3,61—4,5 Pfd. Beschickung genommen werden.

Hauptübelstände bei dem Versuche waren aber die schwere Arbeit im Herde und das sehr häufige Wegfeuern der anfangs eisernen, später aus Sandstein gehauenen Formen, bei deren Auswechselung immer eine Unterbrechung im Ofengange eintrat, die nicht ohne Einfluss auf den Brenmaterialverbrauch war. Das Schmelzen ging reiner, als bei gewöhnlicher Arbeit.

Bei weiter fortgesetzten Versuchen brach man immer mehr an Eisen ab, um einen bleireicheren Stein zu erhalten. Dies wurde zwar erreicht, allein das Metallausbringen und der Brennmaterialaufwand liessen noch zu wünschen übrig.

Versuche mit Eisensteinzuschlag statt metallischen Eisens mussten wegen nicht zu hindernder Bildung von Eisensauen bald aufgegeben werden. Die letzten Versuche, welche im Anfange des vorigen Jahrzehntes geschlossen wurden, bezweckten die Entschwefelung des Bleiglanzes durch einen reichlichen Zuschlag von Bleisteinschlacken, deren Eisenoxydul durch Zuschläge von Kalk und Thonschiefer von der Kieselerde getrennt werden, sich reduciren und entschwefelnd wirken sollte [1]. Zwar wurde bei einer zweckmässigen Beschickung die Bildung von Eisensauen verhindert, es stellte sich jedoch nach Untersuchung sämmtlicher beim Schmelzen gefallener Producte ein bedeutender Silberverlust heraus, auf dessen mögliche Entstehung Bäntsch (Bgwfr. II, p. 266) aufmerksam macht; ausserdem war der Kohlenaufwand bedeutender und die Production nicht grösser, als beim gewöhnlichen Schliegschmelzen. Bei etwaiger Wiederaufnahme der Rastofenversuche dürfte vielleicht der geröstete bleiarme und eisenreiche Rastofenstein als das billigste und zweckmässigste Niederschlagsmittel dienen, da sich auf Bleisteinschlacken kein anhaltender Betrieb basiren lässt. Zwar sind derartige Versuche mit gewöhnlichem gerösteten Bleistein bereits angestellt und haben sehr ungünstige Resultate gegeben, allein die veränderte Beschaffenheit des Rastofensteins und des Schmelzofens dürften ein anderes Resultat erwarten lassen. — Malaguti und Durocher haben die Erfahrung gemacht, das sich das bei Schmelzprocessen verflüchtigte Silber weniger in den Flugstaubkammern und Ofenbrüchen ansammelt, als an den damit überzogenen Theilen des inneren Ofengemäuers, welches deshalb stets verpocht und verwaschen werden muss. Die Analysen von verschiedenen Rastofenproducten (Werkblei, Stein, Speise,

---

1) *Ilsemann* Versuche das Blei aus Bleiglanzen durch eisenhaltige Bleischlacken niederzuschlagen, in: Bergbaukunde II, 394.

Schlacken, Glätte, Frischschlacken, Frischblei) sind an den betreffenden Orten mitgetheilt.

Eine Masche der zum Rastofenschmelzen ausgesetzten Schliege enthielt nach Bodemann: 69,51 Schwefelblei, 3,16 kohlensaure Kalkerde, 7,04 kohlensaures Eisenoxydul, 1,76 schwefelsauren Baryt und 4,43 Thonschiefer.

2) Verschmelzung Oberharzer Schliege im Flammofen.

Flammofen.

Die Anwendbarkeit roher Brennmaterialien, die Entbehrlichkeit des kostbaren Eisenzuschlages und des Gebläses, die Uebersichtlichkeit des Betriebes und der Erfolg nur geringer Rückstände beim Verschmelzen der Bleierze im Flammofen gaben zu diesen Versuchen Veranlassung.

Es war zu erwägen, welche Art des Flammofenbetriebes für die Oberharzer Schliege zu wählen sei. Sämmtliche Processe dieser Art beruhen darauf, dass man möglichst reinen Bleiglanz bis zu einem gewissen Grade röstet und das dabei gebildete schwefelsaure Bleioxyd und Bleioxyd auf den unzersetzten Bleiglanz einwirken lässt. Die Flammofenprocesse zerfallen hiernach in eine Röst- und Schmelzperiode. Je nach der Dauer der Röstung und der angewandten Temperatur sind obige drei Substanzen in verschiedenen Verhältnissen vorhanden und geben dann auch, wenn man sie auf einander einwirken lässt, verschiedene Producte. Es lassen sich in dieser Beziehung folgende drei, den bekannten Flammofenprocessen zum Grunde liegenden Verhältnisse unterscheiden, wobei angenommen ist, dass Bleioxyd auf Bleiglanz ebenso einwirkt, wie schwefelsaures Bleioxyd.

a) Röstet man Bleiglanz in geringeren Quantitäten bei möglichst niedriger Temperatur so weit, dass sich auf 1 Aeq. gebildetes schwefelsaures Bleioxyd oder Bleioxyd noch 1 Aeq. unzersetzter Bleiglanz vorfindet, so erzeugt sich beim Zusammenschmelzen beider metallisches Blei: $PbO, SO^3 + PbS = 2Pb + SO^2$. Diese chemische Thatsache liegt zum Theil dem Kärthner Processe zum Grunde und pflegt mit Anwendung von Flammöfen mit geneigtem Herd verbunden zu sein, auf welchem das erzeugte Blei (Jungfernblei) fort-

während herab und aus dem Ofen fliesst, während gegen das Ende, beim sogenannten Bleipressen, der sub c bezeichnete chemische Vorgang stattfindet.

Dieses Verfahren passte nicht für die Oberharzer Schliege, weil dasselbe ganz reine Bleiglanze erfordert. Viel beigemengte, unhaltige Theile verhindern das Zusammenfliessen der reducirten Bleitropfen, in Folge dessen dieselben beim längern Verweilen im Ofen verdampfen oder sich verschlacken.

b) Wird Bleiglanz bei rasch steigender Temperatur kürzere Zeit geröstet, wobei sich im Verhältniss zum unzersetzten Bleiglanz weniger schwefelsaures Bleioxyd und Bleioxyd erzeugt, so entsteht, wenn man diese Stoffe bei höherer Temperatur auf einander einwirken lässt, neben etwas metallischem Blei Unterschwefelblei: $2 Pb S + Pb O, SO^3 = Pb^2 S + Pb + 2 S O^2$. Dieses, aus 92,8 Blei und 7,2 Schwefel bestehend, hat die Eigenschaft, bei erhöhter Temperatur im geschmolzenen Zustande und auch beim raschen Erkalten homogen zu bleiben; kühlt man es aber allmälig bis zum teigartigen Zustande ab, — was im Grossen durch Oeffnen der Arbeitsthüren und gelinderes Feuern erreicht wird, — so lässt es einen Theil seines Bleies fahren und es bleibt in den Rückständen eine niedrigere Schwefelungsstufe des Bleies zurück.

Dieser Process, Englische Röstsaigerarbeit genannt, wird fast allgemein in England in Flammöfen mit einem Sumpfe ausgeführt. Er gestattet eine beträchtliche Bleiproduction und schien für die Oberharzer Schliege, weil er nicht völlig reine Erze verlangt, wohl zu passen. Bei in den Jahren 1833 und 1835 angestellten Versuchen[1]) in einem Flammofen (p. 313) wurden jedoch in Bezug auf das Bleiausbringen wegen des zu bedeutenden Quarzgehaltes der Schliege, welcher bis 12 und mehr Procent beträgt, ungünstige Resultate erhalten, weil während des Röstens ein grosser Theil des Bleies verschlackt und dadurch die Röstung beeinträchtigt wurde. Wandte man nun, wie dies

1) *Bartels* in *Karst.* Arch. 2. R. X, 91. — *Hartm.* Report. II, 281.

das Englische Verfahren zur Bildung von Unterschwefelblei erfordert, eine starke Hitze an, so wurde die Verschlackung und Schmelzung vollständig. Zwar suchte man ihr durch Hinzuthun von Ansteifungsmitteln, z. B. Kalk, entgegenzuwirken, alsdann entstanden aber zu strengflüssige Rückstände, die demnächst reiche Schlacken gaben. Ist das Bleioxyd an Kieselerde gebunden, so lässt es sich davon nur schwer und unter grossen Verlusten trennen.

In England gelingt dieser Process deshalb, weil die Gangart hauptsächlich nur aus Kalkspath besteht und Quarz fast ganz fehlt. 2—3% von letzterem sollen schon sehr schädlich wirken. Man setzt dort beim Schmelzen Flussspath zu, welcher die Eigenschaft hat, eine gewisse Menge Kieselerde als gasförmige Verbindung zu entfernen. Bei Schmelzprocessen überhaupt ist der Flussspath nicht mit gleichem Nutzen durch Kalk zu ersetzen, weil er fast 1/3 von dem Kieselerdegehalt des Erzes aufnimmt, die Schlackenbildung dadurch nicht bloss beschleunigt und erleichtert, sondern dieselbe auch gleichzeitig vermindert, während sie Kalk vermehrt.

c) Röstet man Bleiglanz anhaltend bei niedriger, allmälig steigender Temperatur, so bildet sich im Verhältniss zum unzersetzten Bleiglanz viel schwefelsaures Bleioxyd, welches bei der Einwirkung auf ersteren Bleioxyd giebt: $PbS + 3(PbO, SO^3) = 4PbO + 4SO^2$.

Das Bleioxyd wird dann durch eingeworfenes Holz reducirt, wobei die Werke in den Sumpf fliessen. Ist neben dem Bleioxyd noch schwefelsaures Bleioxyd vorhanden, so wird dieses ebenfalls von der Kohle zersetzt. Beim dunkeln Glühen verwandelt es sich nach Gay-Lussac[1]) mit überschüssiger Kohle unter Entwicklung von Kohlensäure in Schwefelblei; bei gleichen Aequiv. entwickelt sich bei niedriger Temperatur nur Kohlensäure und nur die Hälfte des Bleivitriols wird zu Schwefelblei reducirt: $2PbO, SO^3 + 2C = PbO, SO^3 + PbS + 2CO^2$. Bei gesteigerter Glühhitze zersetzt sich dann das Schwefelblei mit dem schwefelsauren

1) *Erdm.* J. f. pract. Ch. XI, 68.

Bleioxyd in metallisches Blei und schweflige Säure: $PbO, SO^3 + PbS = 2Pb + 2SO^2$. Bei 2 Aequiv. schwefelsaurem Bleioxyd auf 1 Aequiv. Kohle wird zuerst bei gelindem Glühen ½ Aequiv. Schwefelblei erzeugt: $4PbO, SO^3 + 2C = 3PbO, SO^3 + PbS + 2CO^2$, welches sich bei stärkerem Glühen mit den 1½ Aeq. schwefelsauren Bleioxydes in schweflige Säure und Bleioxyd umsetzt: $3PbO, SO^3 + PbS = 4PbO + 4SO^2$.

Dieses Verfahren, die Französische Röstreductionsarbeit genannt, ist z. B. zu Poullaouen und Pezey in Frankreich und zu Corfali in Belgien gebräuchlich. Dasselbe gestattet wegen der niedrigern Rösttemperatur die Anwendung unreiner, bis zu einem gewissen Maximum mit erdigen und metallischen Fossilien gemengter Bleiglanze. Der Kieselerdegehalt darf nicht über 5 Procent betragen, ohne schädlich zu wirken; ein Schwefelkiesgehalt vermehrt zwar die Rückstände, trägt jedoch zur Bildung von schwefelsaurem Bleioxyd bei. Blende wirkt insofern günstig, als das beim Rösten gebildete Zinkoxyd mit der Kieselerde ein strengflüssiges Silicat erzeugt, welches einer Sinterung entgegenwirkt; ausserdem wirkt die Blende mechanisch als Ansteifungsmittel und macht das Rösten lebhaft.

Bei der äussern Aehnlichkeit der Oberharzer Bleiglanzschliege mit den Poullaouener, welche durchschnittlich 54 Prct. Blei und 5 Lth. Silber enthalten, liess sich nun erwarten, dass erstere nach der Französischen Methode verschmolzen ein besseres Resultat geben würden, als dies nach der früher versuchten Englischen der Fall gewesen war. Allein in den Jahren 1848 und 1849 vom Bergrath Koch — der mit dem Poullaouener Process vertraut, dessen Verschiedenheit von dem Englischen kennen lehrte — veranlasste Versuche bewiesen ebenfalls die Untauglichkeit der Oberharzer Schliege für diese Schmelzmethode, weil der Kieselerdegehalt derselben immer noch zu beträchtlich war und schon bei der angewandten niedrigen Rösttemperatur eine Verschlackung herbeiführte. Ist einmal Bleioxyd verschlackt, so lässt sich dieses nur schwierig wieder von der Kieselerde trennen; ausserdem wird durch Ver-

schlackung der Luftzutritt zum Röstgut beschränkt (Berg- u. Hüttenm. Ztg., 1854, p. 217.)

Am gutartigsten verhielten sich die bleireichen, quarzarmen und kalkspathhaltigen Schliege von der Grube Herzog August, am schlechtesten die kieseligen vom Zellerfelder und vom Burgstädter Zuge, wenn sie nicht gleichzeitig blendig waren, und nicht besser arteten sich die Spatheisenstein, Antimon und Bleischweif führenden Schliege von Rosenhof und Bergwerkswohlfahrt. Bei Zuschlag von Blende ging das Rösten stets erwünschter.

Die ersten Versuche im Französischen Flammofen (p. 313) im Jahre 1848 gaben wegen Anwendung weiter als gewöhnlich aufbereiteter Schliege in Bezug auf das Ausbringen bessere Resultate als die vom Jahre 1850, wo man in der Weise gattirte Schliege zu verschmelzen suchte, wie sie der Niederschlagsarbeit unterworfen wurden. Während auf Clausthaler Hütte das Ausbringen bei letzterer 106—107% Silber und 77—83% Blei beträgt, so wurden beim Französischen Process 76—77,7% Blei und 97,91—99,38% Silber ausgebracht.

Die Kosten beim Französischen Process (was übrigens bei einem solchen abgeschlossenen Versuche nicht massgebend ist) waren unverhältnismässig höher als bei der Niederschlagsarbeit und wurden besonders durch die höhern Löhne und den bedeutenden Verbrauch an schmiedeeisernen Spaten herbeigeführt, welcher mit der Schwierigkeit der Behandlung einer Schliegsorte im Verhältniss stand und jedenfalls zur Entschwefelung des Bleies viel mit beigetragen hat.

Die Zugutemachung der Rückstände im Schachtofen ist auf verschiedene Weise versucht; bei einer Beschickung derselben mit Kalk, Eisenfrischschlacken, Spatheisenstein und eigenen Schlacken erfolgten Schlacken, die mit 3½ Pfd. Bleigehalt abgesetzt wurden.

Ein Nachtheil dieses Flammofenschmelzens ist noch der, dass das Kupfer dabei verloren und zum Theil demnächst in Glätte und Frischblei übergeht.

Unter diesen Umständen und besonders deshalb, weil sich der Quarz bei der Aufbereitung nicht wird hinreichend

beseitigen lassen, ohne anderweitige bedeutende mechanische Metallverluste herbeizuführen, möchten vorläufig, so lange sich die Erze nicht dafür günstiger umändern, die Versuche, Oberharzer Bleiglanze im Flammofen zu verschmelzen, als beendigt anzusehen sein.

3) Rösten der Bleiglanzschliege im Flammofen und Verschmelzen des Röstgutes mit Eisenfrischschlacken im Schachtofen[1]).

Erfolge. Diese Versuche, im Jahre 1854 veranlasst durch das Steigen der Roheisenpreise und die Anhäufung von eisenreichen Schlacken auf den Harzer Eisenhütten, fielen hinsichtlich des Bleiausbringens ungünstig aus. Bei dem nicht unbedeutenden Quarzgehalt der Schliege war die Röstung derselben nur unvollkommen und mit Schwierigkeiten verbunden, es entstand eine bedeutende Menge bleireichen Steines und bleireicher Schlacken.

Die Beschickung von 1168 Ctr. geröstetem Schlieg, 260 Ctr. Rothehütter und 184 Ctr. Sollinger Eisenfrischschlacken, 293 Ctr. Schliegschlacken, 382 Ctr. Schlacken vom eigenen Schmelzen, 108,5 Ctr. Vorschlägen mit 85% Blei und 93 Ctr. Abstrich mit 77% Blei lieferte: 301 Ctr. Werkblei, 497 Ctr. Stein mit 60% Blei, 1452 Ctr. Schlacken mit 10% Blei, 111 Ctr. Rauch mit 44% Blei und 25 Ctr. Ofenbruch mit 73% Blei.

Streng hat nachstehende Producte von diesem Schmelzversuch analysirt:

a) Gerösteter Bleiglanzschlieg.

Bleioxyd	4,82	mit 4,47 *Pb*
Schwefelsaures Bleioxyd. .	22,70	„ 15,50 „
Schwefelblei	51,34	„ 44,47 „
	Ganzer Bleigehalt	64,44 *Pb*

b) Bleistein, entsprechend der Formel $5\,PbS + 2\,Fe^2S$ oder $2\,PbS + Fe^2S$.

Blei	66,97
Eisen	15,64
Kupfer	0,16

1) Berg- und Hüttenm. Ztg. 1854, p. 186; 1857, p. 203.

Zink	0,43
Antimon	Spr.
Silber	0,11
Schwefel	15,95
Hygr. Wasser	0,21

c) Bleischlacke, Sauerstoffverhältniss zwischen Kieselsäure und Basen 20, 58 : 12,16:

Kieselerde	39,63
Thonerde	1,61
Eisenoxydul	37,46
Bleioxyd	12,77
Zinkoxyd	0,67
Kupferoxyd	0,03
Kalkerde	6,35
Magnesia	0,08
Alkalien	1,25

d) Eisenfrischschlacke von Rothehütte (a) und Sollinger Hütte (b):

	a.	b.
Kieselerde	19,14	38,4
Eisenoxydul	79,73	54,0

Bessere Resultate, als die Frischschlacken, gaben Schweissfeuerschlacken, welche man im Jahre 1856 versuchsweise anwandte. Dieselben ersetzten das Eisen, wenn man 9—10 Ctr. davon zu 1 Rost ungerösteten Schlieg zuschlug. Die bei diesem Schmelzen erfolgenden Schlacken enthielten nur $^1/_2$—1% Blei, während in den gewöhnlichen Schliegschlacken 2—$2^1/_2$% davon sich befinden. Die bessere Wirkung dieser Schlacken hat darin ihren Grund, dass dieselben grossentheils aus metallischem Eisen bestehen.

§. 64. Raucharbeit.

Das Hauptmaterial für dieselbe bildet der aus den Flugstaubkammern der Schmelzöfen ausgeräumte und von dem Gebälk, aus der Hütte etc. zusammengefegte Rauch, welcher gemeinschaftlich mit Krätzschlieg und Rauchstein ähnlich wie Schlieg verschmolzen wird. Da der Rauch weniger Erden namentlich weniger Kieselerde enthält, als Schlieg, so zeigt sich derselbe weniger strengflüssig beim Material.

Verschmelzen. Man lässt deshalb die zum Schliegschmelzen bestimmten Oefen nach dem Anblasen erst mit Bühnen, dann 6—10 Tage mit Rauchbeschickung gehen, und dann erst mit Schliegbeschickung, um die Bildung von strengflüssigen Ansätzen im Herde zu Anfang der Campagne möglichst zu vermeiden und die Dauer derselben zu erhöhen. Auch beendigt man wohl die Schliegschmelzcampagne mit Rauchbeschickung, um den Ofen gleichsam nachzuspülen.

Bei zu langer Raucharbeit wird die Nasenführung ausserordentlich schwer, da man bis 4 Tröge Beschickung setzen muss, um die Nase zu halten. Dann tritt aber leicht Rohgang ein.

Eine beschickte Rauchschicht enthält folgende Bestandtheile:

1) Rost Rauch = 36 Ctr. mit 5 Qt. *Ag* und 45 Pfd. *Pb* im Centner. Der Rauch wurde früher nur mit Lehmwasser angefeuchtet, um ein Verstäuben und die Bildung von neuem Flugstaub möglichst zu verhüten. In letzterer Absicht liess man auch das Rauchschmelzen langsamer gehen, als das Schliegschmelzen. Neuerdings hilft man diesem Uebelstande dadurch gründlicher ab, dass man den Rauch mit Kalk (p. 380) einbindet. Man mengt in einem Kasten 1 Himten gebrannten Kalk = 37 Pfd. mit 12—14 Eimern Wasser an und rührt in die Flüssigkeit mit Schaufel und Hacke $^1/_3$ Rost Rauch ein, bis die Masse knetbar wird. Dann streicht man dieselbe in eiserne Formen und trocknet die erhaltenen Steine in Gerüsten auf Brettern auf dem Hüttenboden durch die von den Vorherden der Oefen aufsteigende Wärme. Auch sticht man wohl mit der Schaufel gleich barnsteinförmige Stücke aus. Trocknet man die Stücke zu stark, so zerfallen sie leicht im Ofen. Durch dieses Einbinden des Rauches hat sich die Flugstaubbildung beim Rauchschmelzen nicht nur vermindert, sondern der Eisenverbrauch ist auch ein wenig geringer geworden. Es haben 2 Ctr. Kalk $1^1/_2$ Ctr. Zuschlagseisen ersetzt. Man erhält zur Clausthaler Hütte an 7—8% Rauch und es kommen jährlich etwa 180 Röste davon zur Verschmelzung.

2) 9 Ctr. Krätzschlieg mit etwa 2 Quint Silber und

39—40 Pfd. Blei im Centner. Derselbe erfolgt von der Aufbereitung des Geschurs und Gekrätzes im Krätzpochwerk (p. 145). Die Kieselerde enthaltenden Fragmente im Krätzschlieg geben mit dem Kalk des Rauches eine gute zähe Schlacke.

Ist kein Krätzschlieg vorräthig, so nimmt man statt dessen Rauch. Die Gestehungskosten pro Rost Krätzschlieg belaufen sich etwa auf 10 Thlr.

3) 12 Ctr. gerösteten Rauchstein mit 5,5 Qt. *Ag* und 21 Pfd. *Pb*, um dessen Metallgehalt mit zu Gute zu machen. Wegen seines Gehaltes an oxydirtem Eisen macht derselbe die Beschickung leichtflüssig.

4) 3 Ctr. Eisen, bei dem geringeren Metallgehalt des Rauches also weniger, als beim Schliegschmelzen.

5) 5 Ctr. bleiische Zuschläge, Herd und auch Abstrich.

6) 45 Ctr. Schliegschlacken (16 Karren), welche einen zu hitzigen Gang der leichtflüssigen Beschickung verhüten. Da der Rauch wenig Kieselerde, dagegen mehr Kalkerde enthält, so beschickt man ihn hauptsächlich nur mit Schliegschlacken, um eine zähe Rauchschlacke zu erzielen.

7) 6 Ctr. Hartbleischlacken, welche zähflüssig sind und die Nasenbildung befördern, welcher die sonstige Leichtflüssigkeit der Beschickung entgegenwirkt.

Eine solche beschickte Schicht, im Gewicht von 116 Ctr., erfordert zum Verschmelzen 23 Mss. Kohlen und 12—14 Stunden Zeit und liefert:

16—20	Ctr.	Werke mit 13 Qt. *Ag* im Centner.
15—19	„	Rauchstein mit 5,5 Qt. *Ag* und 21 Pfd. *Pb*.
73	„	Rauchschlacken mit 0,08 Qt. *Ag* und 3 Pfd. *Pb*.
4	„	Rauch mit 5 Qt. *Ag* und 45 Pfd. *Pb*.

100 Ctr. Rauch werden danach beschickt mit

25	Ctr	Krätzschlieg
33	„	Rauchstein
8	„	Eisen
14	„	bleiischen Vorschlägen
125	„	Schliegschlacken und
16—17	„	Hartbleischlacken
322	Ctr.	

Bei einem Verbrauch von 45 Ctr. Kohlen erfolgen davon:

55 Ctr. Werke
53 „ Rauchstein
200 „ Rauchschlacken
11 „ Rauch.

Der Rauchstein wird im gerösteten Zustande theils dem Rauchschmelzen zugesetzt, theils und zwar, was dabei nicht consumirt wird, zu Anfang der Raucharbeit im Schliegofen wie Schlieg verschmolzen.

An Löhnen bezahlt man:

dem Schmelzer	für 1 Ctr.	Werke	13	Pf.
„ „	„ 1 „	Stein	8	„
„ Vorläufer	„ 1 „	Werke	8	„
„ „	„ 1 „	Stein	6	„

Die von 1 Schicht fallenden Schlacken schafft der Schlackenläufer für $1\frac{1}{2}$ Tagelöhne à 5 Ngr. 7 Pf. fort.

Alles Uebrige ist wie beim Schliegschmelzen.

Im Jahre $185^{8}/_{9}$ wurden 183 Röste Rauch nebst 62 Rösten Krätzschlieg und 3994 Ctr. Rauchstein mit 4550 Mss. Kohlen und 633 Ctr. Eisen verschmolzen, so dass auf 1 Rost 24,1 Mss. = 16 Ctr. Kohlen und 3,4 Ctr. Eisen gingen. 1 Ctr. Kohlen trug 6,9 Ctr. Beschickung. Zum Rösten von 3994 Ctr. Rauchstein wurden 60 Mltr. Holz verbraucht.

Die beim Verschmelzen von 1 Rost Rauch erwachsenden Kosten sind etwa folgende:

	Thlr.	Ngr.	Pf.
$^{1}/_{3}$ Rost Krätzschlieg	3	10	—
24,1 Mss. Kohlen à 12 Ngr. 4,4 Pf.	10	—	—
3,4 Ctr. Eisen à 1 Thlr. 28 Ngr. 1 Pf.	6	15	5
0,3 Mltr. Rösteholz à 1 Thlr. 5 Ngr.	—	10	5
Arbeitsl. pro 16,2 Ctr. Werke à 21 Pf.	1	4	—
„ „ 15,3 „ Stein à 14 Pf.	—	21	4
Für Tagelöhne beim Maschen, Werkewiegen, Kohlenlaufen etc.	—	16	6
Für Wenden von 22 Ctr. Stein	—	12	—
Schmelzkosten pro Rost = 36 Ctr. Rauch	23	—	—

Von 1470 Rösten Schlieg = 52398 Ctr. fielen 101 Röste = 3636 Ctr. Rauch, also auf 100 Ctr. Schlieg 6,9 Ctr. Rauch.

Auf 100 Ctr. Schlieg betragen demnach die Kosten der Raucharbeit 4 Thlr. 12 Ngr.

§. 65. Bleisteinarbeiten.

Der bei sämmtlichen 12 Schliegabschnitten gefallene Bleistein wird in die vier Steinabschnitte (1—3, 4—6, 7—9 und 10—12) des ersten Durchstechens vertheilt; der dabei fallende Stein in die zwei Steinabschnitte (1—6, 7—12) des zweiten Durchstechens und der hierbei erfolgte Stein in einen Steinabschnitt (1—12) des dritten und vierten Durchstechens, wie aus der am Ende dieses Paragraphen gegebenen Uebersicht noch näher zu ersehen ist. Eintheilung.

Die Hauptoperationen bei der Steinarbeit bestehen im Rösten und Durchstechen des Steins.

1) Rösten des Bleisteins.

Auf eine auf der Rösthaussohle ausgebreitete, 2—3 Z. hohe Schicht gepochter Schliegschlacken (Schlackensand) bringt man 2 Lagen Holz der Länge und Breite nach und darauf 1000—4000 Ctr., gewöhnlich 1500—2000 Ctr. in faustgrosse Stücke zerschlagenen Schliegsteines, wodurch ein Haufen von etwa 24 Fuss Länge, 16 Fuss Breite und 5—6 Fuss Höhe entsteht. Zwischen die Holzunterlage thut man Spähne und steckt dieselben mit einer Fackel an. Verbrennt das Holz zu schnell, so senkt sich der Stein zu rasch und der ungeröstete Mantel fällt an den Seiten leicht herab. Der Stein kommt dabei in zu starke Hitze und sintert leicht. Man verhütet solche Sinterungen am besten durch ein Bett von schwachem Holze. Fängt dieses lebhaft zu brennen an, so bricht es durch, wenn sich der ganze Rost senkt und die Lebhaftigkeit des Feuers wird vermindert. Nachdem der Haufen 3—4 Wochen gebrannt hat, folgt das Wenden des Rostes, indem man denselben mittelst Spitzhammer und Räumeisen (Rösthausrengel) wegräumt und gesinterte Stücke anschlägt. 2 Arbeiter wenden in etwa 5 Tagen einen Rost von 2000 Ctr. Man bringt das Röstgut mittelst Kratze und Trog auf eine neue Lage Holz und setzt dasselbe einem zweiten, etwa 2 Wochen dauernden Röstfeuer aus. Dann folgt abermals ein Wenden, wobei man gutgeröstete Stücke aushält und das Uebrige zum 3. Male 8—10 Tage röstet. Darauf folgen noch 4—5 Feuer Verfahren.

von kürzerer Dauer, von denen jedes immer einen Theil gut Geröstetes liefert. Da hierdurch der Haufen immer kleiner wird, so werden zuletzt mehrere Haufen auf eine gemeinschaftliche Holzunterlage gebracht. Gut gerösteter Stein ist von bläulich grauer Farbe, erdigem Ansehen und poröser, drusiger Oberfläche mit aufsitzenden Vitriolen und knospenartigen Auswüchsen.

Die Röstehäuser sind durch Pfeiler in Felder eingetheilt. An den Pfeilern sind Tafeln aufgehängt, an denen man die Art und Menge des im Rösten begriffenen Steines bemerkt.

Ausweis. Ein Haufwerk von 22553 Ctr. Schliegstein erforderte zum vollständigen, 6—7maligen Abrösten 355 Mltr., also auf 100 Ctr. 1,5 Mltr. Rösteholz.

Die Arbeiter haben bis zum fertigen Rösten etwa die 4—4,3fache Centnerzahl der angelegten Stelle zu wenden. Das Gewicht verändert sich beim Rösten wenig, indem an die Stelle eines Atoms Schwefel oft mehrere Atome Sauerstoff treten. Das in Rechnung gebrachte Gewicht bezieht sich immer auf ungerösteten Stein, so z. B. das Gewicht einer Schmelzpost = 34 Ctr.

Die Ermittlung des in sämmtlichen Feuern abgerösteten Steinquantums geschieht auf die p. 418 angegebene Art. Man bezahlt für 100 Centner Stein zu wenden 9 Ngr.; für 100 Ctr. Stein aus der Hütte ins Rösthaus zu laufen 11 Ngr. 5 Pf. und 34 Ctr. gerösteten Stein für 1 Schicht auf den Beschickungsboden zu laufen 4 Ngr. 8 Pf.

Die Kosten auf 100 Ctr. Stein fertig zu rösten sind etwa folgende:

	Thlr.	Ngr.	Pf.
Für das Zerschlagen und den Transport ins Rösth. a. c. 11 Ngr. 5 Pf.	—	11	5
„ „ Wenden von 428 Ct. a. c. 9 Ngr.	1	8	5
„ „ Zurücklaufen v. 100 Ctr. Stein in die Hütte	—	14	1
1,5 Mltr. Rösteholz à 1 Thlr. 15 Ngr.	2	7	5
Summa Kosten circa	4	12	—

2) Erstes Steindurchstechen.

Zu einer Steinbeschickung (Steinschicht) kommen: Beschickung.

34 Ctr. Stein
1 „ Eisen
34 „ unreine Schliegschl. (etwa 14 Karren)
6 „ Herd
2—3 „ Stein- und Herddreck (Abfälle vom
78 Ctr. Zerschlagen des Steines in

der Hütte) und man erhält davon in 10 Stunden bei einem Aufwand von 1,5 Mss. = 15 Cbfss. Kohlen, 8 Ctr. Koks, 6 Cbfss. Lösch und 8 Cbfss. Gestübbe:

11,6 Ctr.	Werke	mit 17 Qt *Ag*		
12,6 „	Stein	„ 6 „ „	u. 26 Pfd. *Pb*.	
54,7 „	Schlacken	„ 0,06 „ „ „	1,5 „ „	
0,1 „	Rauch	„ 1,5 „ „ „	38 „ „	

Auf 100 Ctr. gerösteten Stein kommen demnach:

100 Ctr. Stein
3 „ Eisen
100 „ unreine Schliegschlacken
17,6 „ Herd
6—10 „ Stein- und Herddreck, wovon mit 3 Ctr.
230 Ctr. Kohlen, 24 Ctr. Koks, 16 Cbfss.

Kohlenlösch und 24 Cbfss. Gestübbe in 29,5 Stunden erfolgen

34 Ctr. Werke
37 „ Stein
160,7 „ Schlacken
0,3 „ Rauch.

Das Schmelzen geschieht im Krummofen bei 6—8″ langer Nase, dunkler Gicht und frischer Schlacke.

Bei der geringern Höhe der Oefen gelangt die Beschickung rascher in den Schmelzraum, wodurch einer zu reichlichen Reduction von Eisenoxyd entgegengewirkt wird. Auch wirkt dabei Bleioxyd kräftiger zersetzend auf Schwefelblei ein.

Beim Anblasen der Oefen arbeitet man in den ersten 12—24 Stunden mit Kohlen, damit die später im Gemenge mit weniger Holzkohlen anzuwendenden Koks gleich in hohe Temperatur kommen. Auch das Ausblasen geschieht

mit Holzkohlen. Man streut beim normalen Betriebe Quandelkohlen über die Koks, welche für sich allein einen zu hitzigen Ofengang veranlassen. Da bei der basischen Beschickung sich öfters, als beim Schliegschmelzen, Ansätze im Herde bilden, so wird der Vorherd mehr zerstört und muss etwa alle 4 Tage erneuert werden.

Je nach der Beschaffenheit der Koks setzt man auf 1 Füllfass davon 6—9 Tröge, auf 1 Füllfass Holzkohlen 3–4 Tröge Beschickung, auf ein Gemenge von Koks und Holzkohlen 6 Tröge. 1 Pfd. Koks trägt 7—11 Pfd. Beschickung. Es gelangen pro Minute bei 7—9 Linien Quecksilberpressung und $2^1/_4$ Z. Düsendurchmesser 260—290 Cbfss. Luft von 0° in den Ofen. Eine Schmelzcampagne dauert 3—4 Wochen. Ein grosser Uebelstand beim Schmelzen ist das öftere Hängenbleiben des Satzes auf der Nase, wodurch sich der Ofen verengt und ein Kippen der Gichten herbeigeführt wird. Man lässt alsdann den Ofen niedergehen und arbeitet die Ansätze bei abgestelltem Wind mit Fäustel und Eisen los.

An Löhnen erhalten:

der	Schmelzer	für	1	Ctr.	Werke	12 Pf.
„	„	„	1	„	Stein	8 „
„	Vorläufer	„	1	„	Werke	8 „
„	„	„	1	„	Stein	6 „

Für das Weglaufen der bei einer Steinschicht gefallenen Schlacken (54—55 Ctr.) werden 4 Ngr. bezahlt; desgl. den Stein von 1 Schicht wegzulaufen 4 Ngr 5 Pf.

Im Jahre $185^8/_9$ wurden 30600 Ctr. = 900 Schichten à 34 Ctr. Schliegstein in 742 zwölfstündigen Arbeitsschichten mit 4400 Balgen = 7200 Ctr. Koks, 1290 Mss. à 110 Pfd. = 1919 Ctr. Quandelkohlen und 877 Ctr. Eisen verschmolzen. Danach beträgt pro Schicht zu 76 Ctr. der Verbrauch an Eisen 1 Ctr., an Koks 16 Balgen = 8 Ctr. und an Kohlen 1,43 Mss. = 1,58 Ctr. Das Brennmaterial trug etwa sein 8faches an Steinbeschickung. Von obiger Steinmenge erfolgten 104,53 Ctr. Werkblei und 11390 Ctr. Stein. Das Werkblei ist silberreicher als Schliegwerkblei, enthält etwas mehr Kupfer, aber weniger Antimon; der Stein gleicht dem

äusseren Ansehen nach dem Schliegstein, enthält aber schon 2—3% Kupfer. Die Rauchmenge beträgt etwa nur 0,2% des gerösteten Steines.

Die Kosten beim Verschmelzen einer Steinschicht von 34 Ctr. Stein sind nachstehende:

Für 8 Ctr. Koks à 17 Ngr. 4 Pf.	4 Thlr.	19 Ngr.	2 Pf.
„ 1,43 Mss. Quandelk. à 12 Ngr. 4,4 Pf.	— —	17 „	8 „
„ 11,7 Ctr. Werke à 20 Pf. / „ 12 „ Stein à 14 „ } auszuschm.	1 „	11 „	— —
„ Schlackenlaufen	— „	4 „	5 „
„ Tagelöh., Kohlenlaufen, Werkewieg.	— „	14 „	5 „
Summa	7 Thlr.	7 Ngr.	— Pf.

oder auf 43 Ctr. Stein, welche aus 100 Ctr. Schlieg erfolgen, 9 Thlr. 4 Ngr. 4 Pf.

3) Zweites Steindurchstechen.

Verfahren. Das Verrösten des Steines von den verschiedenen Durchstechen geschieht ebenso, wie das des Schliegsteins, nur macht man etwas schwächere Haufen von 1000—2000 Ctr. und bedarf dazu wegen des immer mehr abnehmenden Schwefelgehaltes auch weniger Zeit.

Die Beschickung beim zweiten Steindurchstechen gleicht der beim ersten, man erhält von einer Schicht

10 Ctr. Werke mit 17 Qt. *Ag*
11 „ Stein „ 6,5 „ „ und 23 Pfd. *Pb*
55 „ Schlacken „ 0,05 „ „ „ 1—1,5 „ „

oder von 100 Ctr. Stein
29 „ Werke
32 „ Stein
161 „ Schlacken.

Der Materialaufwand gleicht dem beim ersten Durchstechen; die Löhne weichen ab, es erhält

der Schmelzer für 1 Ctr. Werke 12 Pf.
„ „ „ 1 „ Stein 9 „
„ Vorläufer „ 1 „ Werke 9 „
„ „ „ 1 „ Stein 6 „

Das Schlackenlaufen wird wie beim ersten Durchstechen bezahlt. Die Schlacken vom 1. und 2. Durchstechen werden bei den Schmelzarbeiten wieder zugeschlagen.

Im Jahre 185$^{8}/_{9}$ wurden zu 335 Schichten = 11390 Ctr.

Stein verbraucht an Kohlen 380 Mss. und an Koks 3430 Ctr., also pro Schicht resp. 1,1 Mss. und 10,2 Ctr. Man erhielt 3458 Ctr. Werkblei (à Schicht 10,3 Ctr.) und 3536 Ctr. Stein (à Schicht 10,5 Ctr.); ferner beimAbtreiben des Werkbleies 356 Pfd. Brandsilber (à Schicht 1,06 Pfd.)

Es kosten 34 Ctr. Stein zum zweiten Male durchzustechen:

Für 10,2 Ctr. Koks à 17 Ngr. 4 Pf.	5 Thlr.	27 Ngr.	5 Pf.
„ 1,1 Mss. Quandelk. à 12 Ngr. 4,4 Pf.	— „	13 „	7 „
„ 10,3 Ctr. Werke à 21 Pf. } auszuschm. „ 10,5 „ Stein à 15 „ }	1 „	7 „	3 „
„ Schlackenlaufen	— „	4 „	5 „
„ Tagelöhne etc.	— „	17 „	— „
Summa	8 Thlr.	10 Ngr.	

Aus 100 Ctr. Schlieg erhält man 16 Ctr. Stein zum 2. Durchstechen, worauf die Schmelzkosten 3 Thlr. 27 Ngr. 6 Pf. betragen.

4) Drittes Steindurchstechen.

Verfahren. Man bricht beim Beschicken des gerösteten Steins etwas an bleiischen Zuschlägen ab, etwa ½ Ctr. im Uebrigen gleicht die Beschickung und deren Verschmelzung der von dem vorigen Durchstechen.

Es erfolgen von einer Schicht:

8,6 Ctr.	Werke	mit	16 Qt. *Ag*.
12,2 „	Stein	„	4,5 „ „ u. 15 Pfd. *Pb*.
55 „	Schlacken	„	0,06 „ „ „ 1—1,5 „ „

oder von 100 Ctr. geröstetem Stein:

25 Ctr. Werke
36 „ Stein
161 „ Schlacken.

Das Werkblei ist schon sehr kupferreich, hart und klingend, aber antimonarm; der Silbergehalt ist ungefähr derselbe geblieben. Der Stein ist dünn und dicht, während Schliegstein und Stein von den ersten Durchstechen Porösität zeigen; von reinem Grau geht dessen Farbe in Graubraun über, der Bleigehalt sinkt auf 20—25%, der Kupfergehalt steigt bis 12%.

Es erhält:

der Schmelzer	für	1	Ctr.	Werke	12 Pf.
„ „	„	1	„	Stein	8 „
„ Vorläufer	„	1	„	Werke	10 „
„ „	„	1	„	Stein	5 „

Die übrigen Löhne gleichen denen von den vorigen Durchstechen.

Im Jahre $185^{8}/_{9}$ erfolgten von 3536 Ctrn. Stein 943 Ctr. Werkblei und 1088 Ctr. Stein bei einem Aufwand von 98 Ctr. Eisen, 220 Mss. Kohlen und 650 Ctr. Koks. Die Kosten für eine zu verarbeitende Schicht gleichen denen beim zweiten Durchstechen.

5) Viertes Steindurchstechen.

Die Beschickung wird wie beim dritten Durchstechen Verfahren angeordnet, nur schlägt man noch 1—3 Ctr. Saigerkrätze vom Bleidrecksaigern zu, wenn diese nicht wieder verfrischt wird.

Von 1 Schicht gerösteten Steines fallen:

6,5 Ctr. Werke mit 13,5 Qt. *Ag* im Centner
16 „ Kupferstein mit 4 Qt. *Ag*, 31 Pfd. *Cu* und 13 Pfd. *Pb*
55 „ Schlacken „ 0,05 Qt. *Ag* und 1,5 Pfd. *Pb*

oder von 100 Ctr. geröstetem Stein

20 Ctr. Werke
44 „ Kupferstein
160 „ Schlacken.

Die Löhne sind denen beim 3. Durchstechen gleich. Die Werke vom 3. und 4. Durchstechen werden wegen ihres Kupfergehaltes separirt von den übrigen Werken abgetrieben, die dabei fallenden Schlacken abgesetzt und der erfolgende Kupferstein zur weiteren Verarbeitung auf Kupfer und Silber nach Altenauer Silberhütte geschafft.

Im Jahre $185^{8}/_{9}$ erfolgten von 1088 Ctr. Stein mit 30 Ctr. Eisen, 30 Mss. Kohlen und 320 Ctr. Koks: 233 Ctr. Werkblei und 578 Ctr. Kupferstein. Die Schmelzkosten gleichen denen beim vorigen Durchstechen.

Aus der nachstehenden Tabelle ergiebt sich der Productenfall und der Materialaufwand bei den einzelnen Schlieg- und Steinabschnitten im Jahre $185^{8}/_{9}$:

Materialaufwand und Productenerfolg beim Schlieg- und Steinschmelzen im Jahre $18^{58}/_{59}$.

Schliegabschnitte	Verschmolzene Röstezahl	Verbrauch an Eisen Ctr.	Verbrauch an Kohlen Mss.	Erfolg an Werkblei Ctr.	Erfolg an Bleistein Ctr.	Erfolg an Bleistein beim 1. Durchstechen	Erfolg an Bleistein beim 2. Durchstechen	Erfolg an Bleistein beim 3. Durchstechen	Kupferstein beim 4. Durchstechen
1.	210	861	4500	4045	3341	8738: 1—3 Steinabschn. 3774 Ctr.	6222: 1—6 Steinabschn. 2050 Ctr.	3536: 1—12 Steinabschn. 1088 Ctr.	1—12 Steinabschn. 578 Ctr. Kupferstein.
2.	150	434	3000	2210	2736				
3.	150	375	3300	2120	2661				
4.	150	660	3100	3050	2650	7038: 4—6 Steinabschn. 2448 Ctr.			
5	150	602	3400	2830	2080				
6.	150	600	3500	2860	2308				
7	180	720	4200	3402	2610	7960: 7—9 Steinabschn. 2590 Ctr.	5168: 7—12 Steinabschn. 1486 Ctr.		
8.	180	720	4000	3318	2859				
9.	150	647	3200	2514	2491				
10.	150	618	3200	2688	2200	6831: 10—12 Steinabschn. 2578 Ctr.			
11.	150	665	3100	2436	2120				
12.	150	682	3000	3110	2511				
	1920	7584	41500	34883	30600				

Steinabschnitte		Erfolg an Werkblei Ctr.	Verbrauch an Eisen Ctr.	Verbrauch an Kohlen Mss.	Verbrauch an Koks Ctr. od. Balg.
1. Drchst.	1—3	3210	247	450	4700 Blg.
	4—6	2436	206	290	4500 Blg.
	7—9	2517	222	100	1420 Ctr.
	10—12	2290	202	450	1180 Ctr.
2. Drchst.	1—6	1736	183	60	4983 Blg.
	7—12	1722	149	320	940 Ctr.
3. D.	1—12	943	18	220	650 Ctr.
4. D.	1—12	233	30	30	320 Ctr.

§. 66. Abtreiben des Werkbleies.

Verfahren.

Man vertreibt das Werkblei vom Schlieg- und Rauchschmelzen und dem ersten Steindurchstechen gemeinschaftlich, dann die Werke vom zweiten Steindurchstechen, sowie die vom 3 und 4 Durchstechen separirt ab, um nach

deren Kupfergehalt verschiedene Glätte- und Frischbleisorten zu erzeugen. Die Glätte von Schlieg-, Rauch- und Steinwerken des ersten Steindurchstechens liefert gutes Frischblei in langen Mulden, die Glätte von den Werken des zweiten Durchstechens ordinaires Steinblei in kurzen Stücken und die vom dritten und vierten Durchstechen das an Kupfer reichste und deshalb mit einem Kupferzeichen versehene Steinblei.

Nachdem der Mergelherd geschlagen, setzt man 168 Ctr. Werke ein. Das Herdmachen dauert etwa 3, das Einfeuern $2^1/_2$—3, das Weichfeuern 2, die Abstrichbildung 2—4 und die Glättebildung bis zum Blick an 22 Stunden, so dass ein Treiben etwa 32 Stunden Zeit erfordert.

Beim Einfeuern werden 3—4 Schock Waasen, also fast $^1/_3$ der ganzen Menge, verbrannt. Den Abstrich lässt man, ganz wie Glätte, von selbst abfliessen, wobei derselbe weniger mechanisch eingemengtes Werkblei zurückhält, als bei der früher üblichen Methode des Abziehens mit einem Streichholze. Schlieg- und Rauchwerke geben mehr Abstrich (15—18 Ctr.), als die Steinwerke, und am wenigsten die vom letzten Steindurchstechen (9—10 Ctr.) wegen geringeren Antimongehaltes. In der Abstrichperiode tritt am leichtesten ein Durchgehen der Treiben bei der herrschenden hohen Temperatur ein, im Ganzen doch aber selten. Zeigt sich nur eine Stelle des Herdes am Rande undicht, so zapft man das Werkblei bis unter das Niveau der betreffenden Stelle über die erniedrigte Brust ab und setzt das Abgezapfte nachher wieder zu. Der aus dem Ofen ausfliessende Abstrich trennt sich auf der mit Eisenplatten belegten Hüttensohle in eine leicht erstarrende schaumige und eine feste, schwarze Masse mit glasigem Bruch, welcher aber nach $1^1/_2$—2 Stunden bei gelbgrüner Farbe steinig wird. Das von jetzt ab fallende Product wird nicht mehr zur Hartbleifabrikation, sondern zu den Vorschlägen genommen. Während der erste Abstrich mehr schlackenartig fliesst, wird derselbe gegen das Ende immer dünnflüssiger und glätteähnlicher.

Obgleich man bei eintretender Glätteperiode die Temperatur durch Unterbrechung des Feuerns — bei geschwächtem

Wind und veränderter Direction desselben — herabstimmt, so hält sie doch oft noch lange an. Die bei der Oxydation des Bleies entstehende Wärme dürfte hierbei auch wohl in Rücksicht zu ziehen sein.

Bei zu hoher Temperatur nimmt die Blei- und Silberverflüchtigung zu und die überhitzte Glätte frisst die Spur leicht zu tief aus, so dass Werke mit ausfliessen. Es füllt alsdann ein dicker Bleirauch den Ofen, so dass man das Treiben nur bis auf einen Fuss Breite übersehen kann, und die Glätte erstarrt nicht an der Ofenwand, sondern fliesst zu Boden und noch weit über die Hüttensohle hin. Sinkt die Temperatur zu sehr, so verschwinden die Bleidämpfe fast ganz, man sieht vom Glätteloche aus die Kannen deutlich, die Glätte zeigt beim Abfliessen dunkle Flecken, tritt nur spärlich aus oder erstarrt schon vor dem Ausfliessen. Bei richtiger Temperatur entwickelt sich so viel Rauch, dass man das Treiben noch mindestens bis zur Hälfte übersehen kann. Ausser auf die Herstellung einer passenden Temperatur ist besonders auf die Erhaltung eines 1—1½ Fuss breiten Glätterandes und das regelmässige Abfliessen der Glätte ohne Werkblei hinzuwirken. Bei zu geringem Glätterand vergrössert sich der Blei- und Silberverlust durch Verflüchtigung und Mehreinsaugen des Herdes, und es kann ein solcher geringer Glättestand dadurch veranlasst werden, dass entweder das Gebläse die reichlich vorhandene Glätte der Glättegasse nicht in hinreichender Menge zutreibt oder überall zu wenig Glätte auf dem Treiben ist. Im ersteren Falle ändert man die Richtung und Stärke des Windes zweckentsprechend, in dem letzteren unterbricht man das Abfliessen der Glätte eine Zeitlang. Bei zu breitem Glätterand muss ebenfalls die Windrichtung verändert werden; wenn sich zu viel Glätte vor dem Glätteloche angesammelt hat, oder ist ein wirklicher Ueberschuss an Glätte auf dem ganzen Metallbade vorhanden, so schwächt man den Wind eine Zeitlang, um die Neubildung von Glätte zu vermindern, und vermehrt den Abfluss derselben. Bei zu viel Glätte wird das Treiben verzögert. Besonders muss dann auf einen gehörigen Glättestand gesehen werden, wenn der Metallspiegel schon bis in den flachen Theil des Herdes gesunken

ist, was nach dem Holen von 4—5 Batzen geschehen zu sein pflegt. Dann muss auch das Feuer wieder verstärkt werden, man lässt die silberreicher werdende Glätte nur mit längeren Unterbrechungen ausfliessen und darf oft keine Glätte nehmen, sondern muss sogar welche zusetzen, wenn dieselbe völlig vom Herde eingesogen wird. Dabei pflegt sich die Erscheinung des Herdtrankes einzustellen und zwar wohl dadurch veranlasst, dass bei der herrschenden hohen Temperatur das Bleioxyd sich unter Ausscheidung von Kohlensäure mit der Kalkerde des Mergels verbindet. Das dadurch herbeigeführte Blasenwerfen, der Herdtrank, zeigt sich nicht gleich in der Mitte des Metallbades, sondern bleibt am Rande soweit davon entfernt, wie wohl das Bleioxyd den Mergel durchdrungen hat. Geht der Herdtrank vor dem Blick zu, d. h. dringt er allmählig bis in die Mitte des Metallbades vor, so zeigt sich der Herd nachher vollständig mit Bleioxyd imprägnirt; trat der Herdtrank bei vollem Blick ein, so findet sich in der Mitte der Spur ein bleioxydarmer Mergel. Bei nicht richtiger Form des Herdes, z. B. wenn er zu flach nach den Kannen zu ist, zieht sich das Metall nicht von allen Seiten gleichmässig nach der Mitte zu, sondern der Spiegel bleibt den Kannen zu nahe, und es kann kein richtiger Glättrand gehalten werden, auch bleiben Körner auf dem Herde stehen. Bei zu steilem Herd geht der Spiegel rasch von den Kannen weg zurück, das Gebläse kann weniger einwirken und das Treiben wird verzögert.

Das erfolgende Blicksilber im Betrage von 25—26 Pfd. hat durchschnittlich 14¾ Lth. Feingehalt; die nach dem Kupfergehalt der Werke mehr oder weniger grünliche Glätte (110—130 Ctr. von einem Treiben) erfolgt theils als Frischglätte, theils als rothe pulvrige Kaufglätte. Von letzterer erhält man um so mehr, je reiner die Werke und je rascher der Glättebatzen erstarrt. Man pflegt von einem Treiben im Sommer 8—12, im Winter 15—20 Ctr. rothe Glätte zu erhalten. Die reine Glätte enthält an 92% Blei und 0,1—0,15 Qt. Silber, die Glätte aus der letzten Periode des Treibens 0,5—10 Qt., durchschnittlich 1 Qt. Silber. Im bleiischen Herde befinden sich nur 60% Blei, dagegen

aber durchschnittlich 1,5 Qt. Silber, wohl deshalb, weil das vom Herde eingesogene Silberoxyd keine Gelegenheit findet in Berührung mit metallischem Blei sich wieder zu reduciren. Der Abstrich, (75—80 Ctr.), kommt theils zur Schliegarbeit, theils zur Hartbleifabrikation.

Ausweis. Man erhält bei einem Treiben mit 30 Himten à 1¼ Cbfss. frischem und 12 Himten altem Mergel und 12 Schck. Waasen:

26	Pfd.	Blicksilber	mit 93% *Ag*.							
125	„	Glätte	mit	0,12	Qt. *Ag*	und	90	Pfd. *Pb*	im	Ctr.
16	„	Vorschläge	„	0,15	„ „	„	90	„ „	„	„
15	„	Abstrich	„	0,12	„ „	„	80	„ „	„	„
34	„	Herd	„	1,75	„ „	„	57	„ „	„	„

Oder auf 100 Ctr. Werke zu vertreiben gehen 18 Himten Mergel, 7 Schock 9 Stck. Waasen und 19 Stunden Zeit, und es erfolgen davon:

16 Pfd. Blicksilber
75 Ctr. Glätte
10 „ Vorschläge
31 „ Herd.

Es gehen zur gegenseitigen Controle gleichzeitig immer 2 Treiben mit derselben Sorte Werkblei und es darf der dabei gestattete Silberausfall auf ein Treiben nicht voll 7 Neuloth betragen, ohne dass die zu wenig liefernden Arbeiter gestraft werden. Zu jedem Ofen gehören 2 Treiber und 2 Schürknechte, von welchen 1 Treiber und 1 Schürknecht das Herdschlagen besorgen und sämmtlichen Abstrich nebst einem Theil der Glätte holen, aber nach 15 Stunden von den beiden andern Arbeitern abgelöst werden, welche dann das Treiben zu Ende bringen. Für 1 Ctr. Werke zu vertreiben erhält der Treiber $10\frac{10}{12}$ Pf., der Schürknecht $5\frac{5}{12}$ Pf.; der Waasenläufer bekommt für 100 Ctr. Werke die erforderlichen Waasen (7 Schock 9 Stck.) herbeizuschaffen 3 Ngr. 7 P.; der Herdausbrecher hat den Mergel zum Herd zu laufen, den Herd auszubrechen und bei Einsetzen der Werke zu helfen und erhält pro 100 Ctr. Werke 7 Ngr. 4 Pf.; der Werkeläufer für das Herbeischaffen und Einsetzen der Werke 6 Ngr. 4 Pf. pro 100 Ctr.

Der Bleiverlust beim Abtreiben beträgt durchschnittlich $6^1/_2$—7%.

Im Jahre $185^8/_9$ erfolgten von 165 Treiben = 27720 Ctr. vertriebenen Werken

Silber	42 Ctr.			=	42 Ctr.	Silber
Glätte	19769 „	92 Pfd.	Blei	=	18187,5 „	Blei
Herd	5086 „	60 „	„	=	3255 „	„
Vorschläge	2541 „	92 „	„	=	2337,7 „	„
Abstrich	2122 „	80 „	„	=	1647,6 „	„
		Summa Metall		=	25520	Centner.

Demnach Verlust gegen obige Anlage 2200 Ctr. oder pro Treiben 13,3 Ctr., oder 7,8%.

In 100 Ctrn. Schlieg waren nach der Probe durchschn. 56 Ctr. Blei enthalten, woraus 77,4 Ctr. Werkblei resultirten (siehe §. 71), welche mit 7,8%, also mit 6 Ctr. Verlust vertrieben werden müssen. Diesen Bleiverlust erleidet man bei je 56 Pfd. Anlage, so dass er gegen diese procentisch beträgt: $\frac{100 \cdot 6}{56} = 10{,}7\%$.

Die Kosten von 10 Treiben waren nachstehende:

	Thlr.	Ngr.	Pf.
1680 Ctr. Werke zu wägen à$/_{100}$ 5 Ngr. 7 Pf.	1 Thlr.	17 Ngr.	8 Pf.
Zu 10 Treiben die Waasen zu laufen	2 „	2 „	2 „
1680 Ctr. Werke in die Treibhütte zu laufen, à Treiben 12 Ngr. 5 Pf.	4 „	5 „	— „
30 Tagelöhne, à 5 Ngr. 7 Pf	5 „	21 „	— „
15 „ à 3 „ 8 „	1 „	27 „	— „
10 Maurerschichten, à 12 Ngr. 5 Pf...	4 „	5 „	— „
Für Waasen nachzubinden..........	1 „	— „	— „
60 Schock Waasen, à 1 Thlr. 5 Ngr.	70 „	— „	— „
60 Schock Waasen, à 1 Thlr. 11 Ngr. 3 Pf.	82 „	18 „	— „
300 Himt. Mergel, Kaufpreis u. Fuhrlohn	42 „	— „	— „
Für Pochen des Mergels	3 „	— „	— „
150 Stck. Barnsteine a/c 1 Thlr. 20 Ngr.	2 „	15 „	— „
Arbeitslohn, à Treiben 9 Thlr 3 Ngr.	91 „	— „	— „
Glättewiegen, à Treiben 5 Ngr. 7 Pf.	1 „	27 „	7 „
Zur Ausgleichung	— „	11 „	3 „
Kosten für 10 Treiben	314 Thlr.	— Ngr.	— Pf.
Kosten für 1 Treiben = 168 Ctr. Werke =	31 „	12 „	— „
Kosten für 100 Ctr. Werke	18 „	20 „	7 „

Es kommen jährlich bei einem Aufwande von etwa 11000 Himten Mergel und 4200—4300 Schock Waasen an 63600 Ctr. Werke zum Vertreiben, welche etwa 9350 Pfd. Blicksilber oder 8700 Pfd. Brandsilber und 39,300 Ctr. Glätte liefern.

Im Jahre 185⁸/₉ fielen von 1 Rost Schlieg 77,4 Ctr. Werke, welche beim Abtreiben 51 Ctr. Frischglätte und 6 Ctr. Kaufglätte gaben.

§. 67. Feinbrennen des Blicksilbers.

Allgemeines.

Das Feinbrennen der von sämmtlichen Oberharzer Silberhütten angelieferten Blicksilber geschieht in einem Hintergebäude der vormaligen Münze zu Clausthal allwöchentlich am Montag und Dienstag, und jede Woche abwechselnd auch am Mittwoch Morgen.

Das Feinbrennen geschieht auf mit Aescher ausgeschlagenen Testen unter der Muffel in Feinbrennöfen, welche entweder nur 1 oder 4 Teste aufnehmen. Das Feinbrennen wird auf die (p. 467) beschriebene Weise ausgeführt. Man bringt Posten von 35 bis 40 Pfd. Blicksilber in etwa 4 Stunden zur Feine.

§. 68. Glättefrischen.

Verbesserungen.

Beim Glättefrischen sind gegen früher wesentliche Verbesserungen eingetreten. Man hat

1) die Glättefrischöfen erhöht (p. 305), nachdem eine Erhöhung derselben zur Lautenthaler Hütte bei angemessener Veränderung der Gestalt eine wesentliche Brennmaterialersparung und ein grösseres Bleiausbringen herbeigeführt hatte. Letzteres wird dadurch bedingt, dass die höheren Oefen weniger leicht flammen, als die niedrigeren und bedeutend weniger zur Flugstaubbildung Veranlassung geben.

2) Die Schmelzcampagnen sind verlängert. Während zur Altenauer Silberhütte schon seit längerer Zeit in einem Zumachen 3—4 Frischen ausgeführt wurden, so liess man zur Clausthaler Hütte in einer Campagne nur 1—2 Frischen gehen. Je öfter man den Ofen anzublasen und auszuschuren hat, um eine gewisse Menge Glätte zu ver-

frischen, desto grösser ist der Bleiverlust und der Brennmaterialaufwand. Durch veränderte Ofenconstruction, namentlich nach dem Zumachen des Glättefrischofens als Sumpfofen (p. 305) bei senkrechter Formwand, durch Ersetzung der schwer zu haltenden Schlackennase durch eine gemauerte, wie zu St. Andreasberger Hütte, durch verbessertes Gestübbe und zweckmässiges Setzen etc. ist es seit dem Jahre 1856 möglich geworden, 8—9 Frischen oder bis 1125 Stück Blei, à 128—129 Pfd. in einer Campagne zu machen, während früher nur 125 Stück producirt wurden. Der Bleiverlust beim Ausblasen reducirt sich dabei auf $^1/_6$—$^1/_7$ und man spart an Kohlen und Gestübbe durch wenigeres Abwärmen, Zustellen, Anhängen und Ausblasen des Ofens.

3) Es werden weniger Frischschlacken erzeugt. Hierzu hat besonders die Anwendung der Kokssteine zur Ausmauerung des untern Theiles des Kernschachtes beigetragen. Während das frühere kieselerdereiche Ofenbaumaterial, die Barnsteine, von dem Bleioxyd stark angegriffen, eine reichliche Schlackenbildung herbeigeführt und die Dauer der Schmelzcampagnen herabgestimmt wurde, so tragen die Kokssteine zur Schlackenbildung wenig bei und befördern die Dauer der Schmelzcampagnen wegen besserer Conservirung des Ofengestelles.

Während früher in einem Frischen bei der Production von 175 Ctr. Blei 8—10 Ctr. Frischschlacken erfolgten, erhält man jezt nur $1^3/_4$—3 Ctr. Bei der höhern Temperatur in den erhöhten Oefen fallen die Schlacken auch bleiärmer aus.

Alle diese Umstände sollen zu einer Verminderung des Bleiverlustes beim Frischen von 2—3% auf 1—$1^1/_2$% beigetragen haben.

Das künstliche Zumachen des Glättfrischofens nach Art eines Spurofen ist dem gewöhnlichen Sumpfofenzumachen ohne Nachtheil gewichen.

Nach dem Anlassen des Ofens setzt man auf 1 Füllfass Kohlen (25 Pfd.) 3 Tröge Glätte (174 Pfd.) und $^1/_2$ Trog Glättefrischschlacken (20 Pfd.) zur Nasenbildung. Die Glätte setzt man an die Vorderwand und die Wangen, die Schlacken an die Formwand. Verfahren.

In einer Campagne von 56—63 Stunden macht man 8—9 Frischen à 7 Stunden. In jedem Frischen verschmilzt man 184—187 Ctr. Glätte mit 21 Ctr. Frischschlacken und erhält bei 184 Ctr. 125 Stück Blei à 130 Pfd. und 24 Ctr. Frischschlacken (wovon 21 Ctr. beim Schmelzen zugesetzt sind, so dass nur 3 Ctr. erfolgen), also in 9 Frischen aus 1656 Ctr. Glätte mit 217 Ctr. Frischschlacken: 1125 Stück = 1450 Ctr. Blei mit 240 Mass Kohlen und 40 Cbfss. Gestübbe; ausserdem erfolgen 40 Ctr. Bleidreck, 6 Ctr. Frischrauch, 27 Ctr. abzugebende und 190 Ctr. beim Glättefrischen wieder zuzuschlagende Schlacken.

100 Ctr. Glätte werden bei einem Verbrauch von 11 Ctr. Kohlen und 2,4 Cbfss. Gestübbe mit 11,5 Ctr. Frischschlacken verschmolzen und liefern

88 Ctr. Frischblei mit 0,375 Qt. *Ag* im Ctr.
1,6 „ Frischschlacken mit 8—10 Pfd. *Pb* zum Abgeben
11 „ „ zur eignen Arbeit
2,4 „ Bleidreck mit 75 Pfd. *Pb*.
0,4 „ Frischrauch mit 78 Pfd. *Pb*.

Bei jedem Frischen arbeiten 1 Frischmeister und 2 Frischknechte. Ersterer erhält für 100 Ctr. Glätte zu frischen 21 Ngr. 2 Pf., die beiden Frischknechte erhalten dafür dieselbe Summe zusammen. Das principmässige Bleiausbringen beträgt 88%, für jeden Centner übers Princip ausgebrachtes Blei werden den Frischern 5 Ngr. 4 Pf. vergütet; für 165 Ctr. Glätte zu laufen 9 Ngr. 5 Pf.; für 100 Stück Blei zu wiegen und zu tragen 19 Ngr. 4 Pf.; für 100 Ctr. gefrischte Glätte das Blei zu nummeriren 1 Ngr. 8 Pf. und zu bezeichnen 1 Ngr. 8 Pf.

Im Jahre 185⁶/₉ wurden in 186 Frischen 34718 Ctr. Glätte mit einem Aufwand von 10200 Mass = 7140 Ctr. Kohlen verfrischt, wonach auf 1 Frischen = 187 Ctr. Glätte, 54,8 Mass = 38,5 Ctr. Kohlen und auf 1 Ctr. Kohlen 4,87 Ctr. Glätte kommen. Man erhielt von obigen 34718 Ctr. Glätte incl. des Bleidreckbleies 31242 Ctr. Frischblei, brachte also 90% Blei aus. Da in der Glätte 92% Blei enthalten sind, so beträgt der Bleiverlust gegen die Bleianlage in der Glätte nahe 2%. Principmässig müssen, wie bereits angeführt, 88% Blei ausgebracht werden.

Die Kosten für 1 Frischen = 187 Ctr. Glätte sind folgende:

	Thlr.	Ngr.	Pf.
die Glätte auf den Boden zu laufen	— Thlr.	9 Ngr.	5 Pf.
Arbeitslohn für Frischmeister und Frischknechte . . . . ,	2 „	— „	— „
Nachschuss für 3,7 Ctr. übers Princip ausgebrachtes Blei, à Ctr. 5 Ngr. 4 Pf.	— „	20 „	— „
54,8 Mass Kohlen, à 12 Ngr. 4,4 Pf.	22 „	21 „	7 „
5 Tagelöhne, à 5 Ngr. 7 Pf.	— „	28 „	5 „
Zur Ausgleichung	— „	2 „	3 „
Summa	26 Thlr.	20 Ngr.	— Pf.

Die Kosten für 51 Ctr. Frischglätte, welche von 77,4 Ctr. Werkblei oder 1 Rost Schlieg erfolgen, betragen danach 7 Thlr. 8 Ngr. 4 Pf., desgleichen die Kosten des Frischens pro 100 Ctr. Schlieg.

Der Metallverlust von 2% gegen die Bleianlage in der Glätte, auf 51 Ctr. Glätte berechnet, beträgt 1,0 Ctr. Auf 56 Ctr. Blei, welche in 100 Ctr. Schlieg enthalten sind und von denen 51 Ctr. Glätte erfolgen, tritt der obige Verlust ein, welcher gegen die Anlage von 56 Ctr. verglichen, 1,79% beträgt, nämlich $\frac{100.1}{56} = 1,79\%$

Zur Clausthaler Hütte sind in den Jahren 1832 und 1833 Versuche angestellt, Glätte nach sibirischer Methode zu verfrischen. Versuche.

Diese besteht darin, dass man die beim Treiben aus der Glättgasse hervortretende Glätte in einen vor dem Glättloche angebrachten kleinen Schachtofen, welcher 12″ br., 16″ hoch und mit glühenden Kohlen angefüllt ist, fliessen lässt, worauf alsdann das reducirte Blei auf der geneigten Sohle des Ofens durch ein Auge aus demselben tritt. In der Abstrichsperiode ist die Schachtmündung mit einer eisernen Platte bedeckt, auf der sich eine Schicht trockner Mergel befindet. Sobald Glätte kommt, nimmt man diese Platte weg. Wegen ihrer Einfachheit wurde diese Methode, wie erwähnt, zur Clausthaler Hütte versucht, jedoch aus folgenden Ursachen nicht eingeführt: Man sparte keine Kohlen. — Es erzeugte sich silberreicheres Frischblei, weil der Arbeiter, wie sonst am Fusse des Glättbatzens, das Ausfliessen von Werkblei mit Glätte nicht sehen konnte

und nur auf die Kennzeichen der Glättgasse beschränkt war. — Die Beobachtung des Treibens wurde ausser durch den aus dem Frischofen aufsteigenden Bleirauch noch dadurch erschwert, dass das Treiben in grösserer Entfernung geleitet werden musste. — Die Arbeiter hatten von der Hitze und den Bleidämpfen viel auszustehen.

§. 69. Bleidreckarbeit.

Verfahren. Der Bleidreck — die vor dem Auskellen des Frischbleies aus dem Stechherde und von der Oberfläche des in die Formen gegossenen Bleies abgezogenen Unreinigkeiten — mit gegen 80% Blei und einem variablem Kupfer- und Antimongehalt wird vierteljährlich im Glättfrischofen bei dunkler Gicht mit Frischschlacken durchgestochen, wobei man auf 1 Füllfass Kohlen 4 Tröge Bleidreck und 1 Trog Schlacken setzt, und zwar die Kohlen an die Vorwand, den Bleidreck mehr an die Futter und die Schlacken an die Formwand. Man erhält dabei 180—190 Saigerstücke und sehr zähe, glasige, fast schwarze Schlacken, welche an die Steinarbeiten abgegeben werden.

In einer Campagne setzte man z. B. 250 Ctr. Bleidreck mit 18 Ctr. Frischschlacken und 40 Mass Kohlen in 18 St. durch und erhielt 184 Saigerstücke und 26 Ctr. Schlacken mit Spur *Ag* und 6 Pfd. *Pb*.

1 Frischmeister erhält für 16 Saigerstücke (1 Herd) zu machen 13 Ngr. 9 Pf., jeder der 2 Frischknechte die Hälfte.

Nachdem Tags vorher Saigergasse und Sumpf des Saigerherdes mit glühenden Kohlen abgewärmt worden, werden die Saigerstücke in Zwischenräumen vertikal auf die Saigerscharten gestellt und zwischen je zwei Scheiben, damit sie nicht umfallen, ein Stück Holz gespreitzt; dann schüttet man um die Scheiben glühende Kohlen, stellt die Saigerbleche an die Vorderseite und die beiden Längsseiten und füllt dann den Raum um die Scheiben herum mit Kohlen aus.

Nach 3—4 Stunden ist ein Herd mit 15—20 Füllfass Kohlen abgesaigert.

Von 184 Saigerstücken erfolgten mit 20 Mass Kohlen in 15 Stunden 240 Ctr. Krätzblei, à 25 Qt. *Ag*, und 32 Ctr.

Saigerkrätze, à 0,18 Qt. *Ag* und 74 Pfd. *Pb*. 1 Stück Krätzblei wiegt 132—134 Pfd.

Für 1 Herd zu 8 Stück abzusaigern bezahlt man 7 Ngr. 5 Pf., für 1 Saigerstück zu laufen 2 Pf., für 1 Stck. Krätzblei zu laufen 2 Pf.

§. 70. Abstricharbeit.

Dieselbe zerfällt in das Abstrichsaigern (p. 481) und Abstrichfrischen und wird alle halbe Jahr vorgenommen, wo man dann in einer Campagne allen vorräthigen Abstrich zu Gute macht. Eintheilung.

Man saigert in etwa 7—9 Stunden 66 Ctr. Abstrich bei einem Aufwand von 7 Schock Waasen und 15 Cbfss. Gestübbe im Treibeherd ab und erhält davon 11—12 Ctr. Werke mit 2 Qt. Silber im Ctr. und 50 Ctr. gesaigerten Abstrich, oder es liefern 100 Ctr. Abstrich bei einem Aufwand von 10 Schock 36 Stück Waasen, 23 Cbfss. Gestübbe und 10½ Stunde Zeit: Abstrichsaigern.

18 Ctr. Werkblei und
76 „ gesaigerten Abstrich.

Für 66 Ctr. Abstrich zu saigern bezahlt man 2 Thlr. 4 Ngr. Es sind zwei Arbeiter dabei beschäftigt und es erhält 1 Frischmeister 1 Thlr. 18 Ngr. und 1 Schürer 1 Thlr. 18 Ngr.

Das Frischen wird im Glättfrischofen mit Koks ausgeführt und zwar setzt man auf 1 Füllfass Koks zu 40 Pfd. 3 Tröge (190 Pfd.) Abstrich und 1—2 Tröge Schlacken (50 Pfd.). Abstrichfrischen.

Man verschmilzt in 4 Tagen, in einer Campagne, 500 Ctr. Abstrich mit 20 Ctr. Abstrichfrischschlacken und 12 Ctr. Steinschlacken bei einem Aufwand von 91 Ctr. Koks und 15 Mass Kohlen, à 74 Pfd. = 11 Ctr. und erhält davon

318 Ctr. Hartblei,
143 „ Schlacken,
8 „ Schur.

Von 100 Ctr. rohem oder 76 Ctr. gesaigertem Abstrich erfolgen mit

3 Ctr. Abstrichfrischschlacken,
1—2 „ Steinschlacken,

14 Ctr. Koks,
1,85 „ Kohlen
bei 14½ Stunden Zeitaufwand:
49 Ctr. Hartblei,
21—22 „ Schlacken,
1,3 „ Schur.

Für eine zwölfstündige Schicht erhält der Frischmeister 22 Ngr. 5 Pf. und jeder der beiden Frischknechte 15 Ngr.

§. 71. Metallausbringen und Materialverbrauch der Clausthaler Hütte.

Durch die in neuerer Zeit vorgenommenen mancherlei Verbesserungen in der Ofenconstruction, in der Anordnung der Beschickung etc. hat sich gegen früher das Metallausbringen erhöht und der Materialverbrauch theilweise vermindert.

Nach den Angaben des Hüttenmeisters Kast verbrauchte man in den 10 Jahren von 1844 bis 185³/₄ durchschnittlich auf einen Rost Schlieg:

0,36 Mltr. Rösteholz,
39,85 Mass Kohlen,
11,81 Balgen Koks,
5,30 Ctr. Eisen (altes Gew.),
1⁵²/₆₀ Schock Waasen,
4,61 Himten Mergel.

Dagegen in den Jahren

185⁴/₅	185⁵/₆	185⁶/₇	185⁷/₈ [1])	
0,28	0,28	0,30	0,34	Mltr. Röstcholz,
33,48	35,78	33,85	37,59	Mass Kohlen,
12,54	9,32	11,60	8,88	Balgen Koks,
5,23	4,53	4,80	4,88	Ctr. Eisen,
1⁴⁵/₆₀	1⁵¹/₆₀	1⁵¹/₆₀	1⁵¹/₆₀	Schck. Waasen,
4,43	4,68	4,91	4,97	Himten Mergel.

1) Die Angaben für das Jahr 185⁷/₈ beziehen sich auf neues, für die früheren Jahre auf altes Gewicht.

Das Ausbringen an Silber und Blei in diesen Jahren ergiebt sich aus der nachstehenden Zusammenstellung:

Ausbringen beim	1844 — $185^3/_4$ im Durchschnitt		$185^4/_5$		$185^5/_6$		$185^6/_7$		$185^7/_8$[1])	
	Ag	*Pb*	*Ag*	*Pb*	*Ag*	*Pb*	*Ag*	*Pb*	*Ag*	*Pb*
Schlieg-schmelzen	69,279		63,94		67,18		71,08		76,28	
1. Steindurchst.	21,826		22,07		21,28		24,09		20,12	
2. Steindurchst.	7,257		10,65		9,65		6,15		2,68	
3. und 4. Stein-durchst.	2,731		3,45		2,38		1,21		9,20	
Rauchschmelzen	3,109		1,10		2,16		4,31		5,83	
Summa	104,202	79,45	101,21	78,69	102,65	82,85	106,88	88,05	113,63	89,02

Die Production und der Materialverbrauch in den Jahren $185^1/_2$—$185^7/_8$ ergiebt sich aus der Anlage XI. Die letzteren Jahre sind wegen des stattgehabten Wassermangels keine Normaljahre gewesen.

Im Jahre $185^8/_9$ erfolgten von 100 Ctr. ordinairem und kiesigem Schlieg mit 56 Pfd. Blei und 10 Qt. Silber im Ctr.:

Bei der Schliegarbeit	51,3 Ctr. Werkblei.	44,8 Ctr. Stein.	36,0 Ctr. Glätte
„ „ Raucharbeit	4,4 „ „	—	3,2 „ „
beim 1. Steindurchstechen	15,0 „ „	16,6 „ „	11,0 „ „
„ 2. „	5,0 „ „	5,2 „ „	3,8 „ „
„ 3. u. 4. „	1,7 „ „	{1,6 {0,8 „ „	1,5 „ „
Summa	77,4 Ctr. Werke.	69,0 Ctr. Stein.	55,5 Ctr. Glätte.

Auf die Verarbeitung von 100 Ctr. Schlieg kamen folgende Kosten:

1. Schmelzarbeit.

a) Schliegschmelzen	56 Thlr.	5 Ngr.	4 Pf.
b) Raucharbeit	4 „	12 „	— „
c) Steinarbeiten und zwar			
68,2 Ctr. Stein zu rösten, à/100 Ctr. 4 Thlr. 12 Ngr.	3 „	— „	2 „
44,8 Ctr. Stein zum 1. Durchst. zu schmelzen, à 34 Ctr. 7 Thlr. 7 Ngr.	9 „	16 „	— „
23,4 Ctr. Stein zum 2., 3. und 4. Durchst. zu schmelzen, à 34 Ctr. 8 Thlr. 10 Ngr.	5 „	22 „	— „

1) Siehe vorhergehende Pag.

2. Treibarbeit.

77,4 Ctr. Werke zu vertreiben à 168 Ctr. 31 Thlr. 12 Ngr.	14 Thlr. 14 Ngr. — Pf.

3. Frischen der Glätte.

Nach Abzug der gesackten Glätte 50 Ctr. Glätte zu verfrischen, à 187 Ctr. 26 Thlr. 20 Ngr.	7 „ 3 „ 3 „
	Summa 100 Thlr. 13 Ngr. — Pf.

Der Bleiverlust gegen die Anlage betrug nach dem Vorhergehenden:

bei der Schliegarbeit	1,28%
„ „ Steinarbeit	0,50 „
„ „ Treibarbeit	10,70 „
„ „ Frischarbeit	1,79 „
Zusammen	14,27%.

Zweiter Abschnitt.

Blei-, Silber- und Kupferhüttenbetrieb zur Altenauer Hütte.

---

§. 72. Lage und Umfang der Hütte.

Die Altenauer Hütte, etwa 1/4 Stunde unterhalb der Bergstadt Altenau gelegen und 1 1/2 Stunden von Clausthal entfernt, umfasst: das Hüttenhaus, 1 Bleischmelzhütte mit Cylindergebläse (p. 351), 4 Schliegöfen, 2 Bleisteinöfen und 1 niedrigeren Krummofen zum Kupferfrischen und zur Bleisteinarbeit, wenn die beiden andern Oefen nicht ausreichen, und dem Raum zur Fabrikation von Thonschiefer- und Kokssteinen auf dem Hüttenboden; 1 Kupferschmelzhütte mit 2 Brillenöfen; 1 Frischhütte mit 1 Glättfrischofen und 1 Kupfergaarherd; die obere Treibhütte mit 2 Treiböfen, einem kleinern für pattisonirte Werke und einen grösseren für ordinäre Werke; die untere Treibhütte mit 1 Kupferverblaseofen, 1 Mergelpochwerk und 1 Pattisonschen Versuchsbatterie mit 3 Kesseln; 1 Pattisonsche Kesselhütte mit 12 Krystallisations- und 1 Bleikessel; 2 Bleisteinrösthäuser; 1 Kiesrösthaus; 3 Röststadeln für Kupferkiesschlieg und kleine Quantitäten Kupferstein; 1 Hüttenlaboratorium; 1 Krätz-, Thonschiefer- und Gestübbepochwerk, auf dem Boden des ersteren die Zimmerwerkstätte; 1 Schliegmagazin; 1 Vorrathsgebäude mit Herdkammer für Thonschiefer und Krätzschliege; 1 Eisenschauer nebst Handwerkermeisterstube und einer alten Anlage zur Vitriolsiederei; 1 Kupfermagazin, auch Vorrathsraum für Bleikrätze aus der Kesselhütte; die obere Kohlenschuppe; die Koksschuppe mit Torf- und Steinkohlenmagazin; die untere Kohlenschuppe mit

Umfang etc.

Spritzen-, Wellen- und Dielenschauer; 1 Torfschuppe, auch wohl zur Aufbewahrung von Steinkohlen gebraucht; 1 Waasenschuppe; 1 Waasenhäuschen; 1 Stuffpochwerk.

§. 73. Schmelzarbeiten.

Erze. Die Altenauer Hütte verschmilzt fast dieselben Erze, wie die Clausthaler, nur theilt man ihr vorzugsweise alle kiesigen Schliege und besonders auch Schliege aus dem ihr am nächsten gelegenen oberen Burgstädter Reviere zu, welche etwas blendiger, als die der anderen Reviere sind.

Der Schmelzprocess ist deshalb bei der Schlieg- und Steinarbeit von dem zur Clausthaler Hütte nur wenig verschieden, weicht aber mit der weitern Behandlung des grössten Theiles der Werkbleie dadurch ab, dass man dieselben pattisonirt. Die kiesigen Schliege werden in 2 oder 3 Abschnitten abgesondert verschmolzen und dabei durch einen passenden Eisenzuschlag (p. 378) ein grösserer Steinfall (Werke zum Stein, wie 3 : 4) erstrebt, als bei der gewöhnlichen Schliegarbeit, um das Kupfer im Stein zu concentriren.

Aus der Verarbeitung der Bleiglanzschliege entspringt die Blei- und Krätzkupferarbeit, welche letztere die Zugutemachung der bei der Bleiarbeit zu Clausthaler und Altenauer Hütte fallenden Kupferbleisteine bezweckt.

Der Kupferkiesarbeit unterwirft man die auf den Clausthaler und Zellerfelder Bleierzgängen einbrechenden Kupferkiese.

Bei den Schlieg- und Steinarbeiten sind neuerdings keine wesentlichen Veränderungen vorgenommen; dieselben sind schon seit längerer Zeit in Folge der Bemühungen der Herren Hüttenraiter Knocke zu Oker (früher Betriebshüttenmeister zur Altenauer Hütte) und Hüttenmeister Beermann mit gleichbleibendem Erfolge musterhaft geleitet. Manche auf dieser Hütte gemachten Erfahrungen und Verbesserungen sind mit gutem Erfolg auf die andern Hütten übertragen, z. B. nach Clausthaler Hütte die Erweiterung der Schliegöfen, längere Frischcampagnen, gleichmässige Vertheilung der Löhne bei der Schliegarbeit (p. 412) etc. Vom Hüttenmeister Beermann ist neuerdings mit gewohnter

Intelligenz und Ausdauer der Pattisonsche Krystallisationsprocess unter Beseitigung der eingetretenen Schwierigkeiten glücklich durchgeführt und dadurch manche Aenderung im Hüttenorganismus eingetreten. Der jetzige Zustand desselben ergiebt sich aus den Anlagen IV und V, sowie die Metallproduction und der Metallverbrauch aus der Anlage XI.

Bei der bereits (p. 544) geschehenen Nachweisung der bei den Hüttenprocessen erreichten Erfolge ist ein früheres Jahr, das Jahr 185³/₄ gewählt, weil dieses in jeder Beziehung ein Normaljahr war und während desselben nicht durch Wassermangel oder sonstige Ereignisse, wie in den letzteren Jahren, Störungen im Betriebe eintraten, ausserdem sehr genaue, sich noch auf altes Gewicht beziehende Angaben über die Betriebserfolge in diesem Jahre von dem Hüttenmeister Beermann vorliegen. Der später eingeführte Pattisonsche Process konnte dabei noch keine Berücksichtigung finden; es sind aber die damit erreichten Erfolge in §. 78 mitgetheilt.

Erstes Kapitel.

Bleiarbeit.

§ 74. Allgemeines.

Dieselbe umfasst das Schlieg-, Stein- und Rauchschmelzen, die gewöhnliche Treibarbeit, die Pattisonsche Krystallisation in Verbindung mit dem Vertreiben der Reich-, Abzugs- und Krätzwerke, ferner die Glätte- und Abstricharbeit. Umfang

§. 75. Schliegschmelzen.

Die wie zur Clausthaler Hütte in 12 Schliegabschnitte getheilten, jährlich zur Anlieferung kommenden Schliege werden nach den (p. 372) angegebenen Grundsätzen gattirt. Zu einem Abschnitt gehören 126 Röste = 7 Maschen à 18 Röste. Gattirung.

Nach dem Anlieferungsverhältniss würden zu einer Masche zu nehmen sein:

3½ Röste Dorothea,

4 Röste Caroline,
1 „ Kranich und Herzog Georg Wilhelm,
2½ „ Bergmannstrost,
1 „ Margarethe,
½ „ Eleonore,
2¼ „ Alter und Silbersegen,
1½ „ Knappschafts After und Halden,
1¾ „ Bergwerkswohlfahrt.

18 Röste, im Jahre 185$^8/_9$ mit 10,88 Qt. Silber und 57,78 Pfd. Blei im Centner. Auf 1 Qt. Silber rechnet man 4¾—5 Pfd. Blei.

Bei Herstellung der Gattirung werden nur ganze Röste genommen, und zwar gewöhnlich in folgenden Verhältnissen: 3 Dorothea, 4 Caroline, 1 Kranich und Herzog Georg Wilhelm, 3 Bergmannstrost, 1 Margarethe oder Eleonore, 2 Alter- und Silbersegen, 2 Knappschafts After und Halden und 2 Bergwerkswohlfahrt.

Von der Gattirung der kiesigen Röste war p. 374 die Rede.

Beschickung. Seit Einführung des Pattisonschen Processes kommen nicht mehr so viel bleiische Zuschläge zur Beschickung, als vorher. In Folge dessen gilt das früher angestrebte Verhältniss zwischen Werke- und Steinfall von 4:3 nicht mehr. Während früher von 1 Rost ordinairen Schliegen durchschn. 19 Ctr. Werke und 15 Ctr. Stein erfolgten, hat sich dieses Verhältniss jetzt auf etwa 17:15—16 herausgestellt. Beim Verschmelzen von 1 Rost kiesiger Schliege fallen auf 15—16 Ctr. Werke 19—20 Ctr. Bleistein. Obgleich man in der Regel bei der kiesigen Schliegarbeit weniger Eisen zuschlägt, als bei der ordinairen, so kann jedoch unter Umständen ein grösserer Eisenzuschlag nöthig werden (p 378.).

Die Zusammensetzung verschiedener Beschickungen ergiebt sich aus nachstehender Zusammenstellung:

	Ordin. Schliegschm.	Kiesig. Schliegschm.	
Schlieg, Röste	1	1	1
Eisengranalien, Ctr.	2	2	} 4
Bohr-u.Drehspäne, Ctr.	2	2½	
Abstrich, Ctr.	1	½	1

	Ordin. Schliegschm.	Kiesig.	Schliegschm.
Vorschläge, Ctr.	$1^1/_2$	$1^1/_2$	$1^1/_2$
Steinschlacken, Kar.	9	8	9
Schliegschlacken, Kar.	7	10	8

Beim ordin. Schmelzen verarbeitet man in einer zwölfstündigen Schicht bei normalem Ofengange etwa 1,1 Rost Schlieg und verbraucht auf 1 Rost 24—25 Mass Kohlen bei der oben angegebenen Production an Werkblei und Stein.

Es erfolgten z. B. in $185^8/_9$ von 959 Rösten ordin. Schlieg 16547 Ctr. Werkblei und 15207 Ctr. Bleistein, oder von 1 Rost resp. 17,25 und 15,85 Ctr. Von 239,3 verschmolzenen kiesigen Rösten erhielt man 3780 Ctr. Werkblei und 4692 Ctr. Bleistein, oder von 1 Rost resp. 15,8 und 19,6 Ctr.

Die reicheren Bühnen und Ofenbrüche setzt man gewöhnlich am Ende einer Schliegcampagne mit Eisen, Herd und gleichen Theilen Schlieg- und Steinschlacken durch, auch wohl hinter einer Steinschicht her, wenn es an bleiischen Zuschlägen fehlt. Seit Anwendung der weiteren Oefen und des Cylindergebläses dauern die Schmelzcampagnen 10—14 Wochen. Während man z. B. im Jahre 1849 noch 20 Zumachen hatte, sind diese jetzt auf 11—12 jährlich herabgegangen.

An Löhnen bezahlt man: bei der ordinairen Arbeit dem Schmelzer pro Ctr. Werke 1 Ngr., pro Ctr. Stein 6 Pf., dem Vorläufer resp. 9 und 4 Pf.; bei der kiesigen Schliegarbeit dem Schmelzer resp. 11 und 6 Pf. und dem Vorläufer resp. 8 und 5 Pf.; für Schlackenlaufen pro Rost und Schicht 6 Ngr., für ein Zumachen 19 Ngr.

Zur Abänderung der Niederschlagsarbeit sind in neuerer Zeit nachstehende Versuche unternommen: Versuche.

1) Das Knörperschmelzen. Die Uebelstände beim Verschmelzen des Bleiglanzes in Schliegform (p.381) haben zu verschiedenen Zeiten ein versuchsweises Verschmelzen der Erze in Stücken (Knörpern) veranlasst. Die Resultate waren immer dieselben, eine geringere Production und grösserer Brennmaterialverbrauch gegen das Schliegschmelzen in Folge der Strengflüssigkeit der quarzreicheren Beschickung. Die früheren Versuche waren zu einer Zeit Knörperschmelzen.

angestellt, wo nur Spitzbälge zu Gebote standen. Man hoffte nach Einbau des Cylindergebläses bei Anwendung von Koks durch Erzielung einer höheren Temperatur bessere Resultate zu erreichen, und wurden deshalb im November 1858 nachmals 57½ Röste Knörpererze von ¾—1¼ Cubikzoll Volumen mit 199 Pfd. 9,23 Lth. Silber und 116 Ctr. 42 Pfd. Blei verschmolzen. Als Zuschläge wurden 197 Ctr. Eisen (etwas weniger, als sonst), 58 Ctr. Abstrich, 116 Ctr. Vorschläge und 2239 Ctr. Steinschlacken gegeben. In dieser Beschickung (58 Schichten) waren zusammen 202 Pfd. 8,33 Lth. Silber und 1350 Ctr. 56 Pfd. Blei enthalten und es wurden davon 204 Pfd. 9,56 Lth. Silber und 1136 Ctr. 81 Pfd. Blei ausgebracht.

Obige 58 Schichten mit 57½ Rösten Erz sind in 80 Stunden durchgeschmolzen, während man in gleicher Zeit 84—85 Schichten Schlieg durchsetzt. Verbraucht wurden beim Knörperschmelzen 75 Mss. Stukenkohlen = 4240 Pfd., 1023 Ctr. Harburger und 387 Ctr. Gaskoks. Reducirt man die Kohlen auf Koks (15 Balgen Koks = 1 Karre Kohlen), so sind pro Rost 24½ Ctr. Koks verbraucht, während beim Schliegschmelzen auf 1 Rost 25 Mss. Kohlen gehen.

Das Schmelzen selbst ging zeitweilig sehr rein, es erfolgte arme Schlacke, aber immer nur bei grösserem Zeitaufwand. Der Bleiglanz schmolz aber häufig aus den Stücken aus und es blieb ein Kieselskelett zurück, welches über der Form einen Klumpen, also nur eine halbe, unten offene Nase bildete. Durch Abbrechen an Satz musste dann der Klumpen weggeholt werden und es traten dadurch bedeutende, oft längere Zeit anhaltende Schwankungen in der Satzführung ein. Auf 1 Füllfass Koks zu 30 Pfd. wurden höchstens 4—4½ Tröge Beschickung gesetzt, öfters aber tagelang nur 2 Tröge. Man führte dem Ofen bei 2″ Düsendurchmesser und 16—18 Linien Pressung pro Minute 400 Cbfss. Luft zu, beim Schliegschmelzen nur 300 Cbfss.

Es wurden erzeugt: 950 Ctr. Werkblei mit 16,91 Qt. Silber, 935 Ctr. Stein mit 4,06 Qt. Silber und 12 Pfd. Blei und 2279 Ctr. Schlacken mit 0,175 Qt. Silber und 2,38 Pfd. Blei. 1879 Ctr. Schlacken sind abgesetzt. Im Vergleich zum Schliegschmelzen erhielt man mehr, aber ärmeren Stein,

in den Schlacken war der Silbergehalt höher und der Bleigehalt geringer, als in den reinen Schliegschlacken. Bei höherer Temperatur werden die Schlacken gewöhnlich silberreicher.

2) Schliegschmelzen bei Zuschlag von Haverlaher Eisenstein. Um an Granulireisen beim Schliegschmelzen zu sparen, hat man versucht, dasselbe theilweise durch Haverlaher Eisenstein zu ersetzen. Es resultirten aber bei diesem Versuchsschmelzen weniger Werkblei, mehr Bleistein und mehr Schlacken, und zwar letztere mit höherem Silber- und Bleigehalt, als beim Gegenversuche mit blossem Roheisenzuschlag. Dagegen empfahl es sich in ökonomischer Hinsicht, einen Theil Granulireisen von den Eisenhütten durch angekauftes altes Eisen, Bohr- und Drehspähne zu ersetzen (p. 255).

§. 76. Raucharbeit.

Die Raucharbeit wird alle halbe Jahre entweder in einem besonderen Ofen ausgeführt, oder man setzt zu Anfang einer Schliegcampagne erst Rauchbeschickung durch, dann Schlieg oder auch erst Schlieg und dann Rauch. Das Verschmelzen des jährlich fallenden Rauchquantums findet in 36 Doppelschichten und zwar in 52 zwölfstündigen Schichten = 26 Tagen statt. Verfahren.

Eine Doppelschicht enthält:

1½ Röste Rauch
½ „ Krätzschlieg
4 Ctr. Eisen
3 „ bleiische Vorschläge
15 „ 6—7mal gerösteten Rauchstein
8 Kar. Steinschlacken
12 „ Schliegschlacken

und es gehen zu deren Verschmelzung etwa 35 Mss. Kohlen. Von 54 Rösten Rauch und 18 Rösten Krätzschlieg erfolgten 650 Ctr. Werke und 663 Ctr. Stein, oder von 1 Rost resp. 9,03 und 9,2 Ctr.

Der Schmelzer erhält pro Ctr. ausgebrachtes Werkblei 13 Pf. und pro Ctr. Stein 8 Pf.; der Vorläufer resp. 10 und 6 Pf.

§. 77. Steinarbeiten.

Rösten. Der Bleistein von der ordinairen und kiesigen Bleiarbeit wird im Rösthaus separirt geröstet; das Verschmelzen beider geschieht gemeinschaftlich in einem gewissen Verhältniss, um ein gleichmässiges Ausbringen zu erzielen. Der Bleistein von der kiesigen Arbeit ist bleireicher, als vom gewöhnlichen Schliegschmelzen. Ein Rösthaufen mit 1500–2000 Ctr. Stein erfordert etwa 3 Mltr. Rösteholz. Die Hauptröstung ist nach 10—12 Tagen vollendet, nach 2—3 Wochen wird dann der Haufen ins zweite Feuer gewandt, auf welches noch 6—7 andere folgen. Ein Haufwerk von 19899 Ctr. Schliegstein erforderte in 7—8 Feuern 209 Mltr. Holz.

Das Verschmelzen des gerösteten Bleisteins weicht dadurch von dem auf den andern Hütten ab, dass man beim ersten und zweiten Durchstechen statt Eisen Kalkstein zuschlägt und seit Anwendung des Cylindergebläses das vierte Steindurchstechen erspart hat.

Steindurchstechen.

Beim ersten Durchstechen enthält eine beschickte Schicht:

34 Ctr. Stein
3 „ Kalkstein
3 „ Herd
2 „ Bleischlacken von Bleikrätzen aus der Kesselhütte und Glättefrischlacken.
1 Ctr. Steindreck
10 Kar. unreine Schliegschlacken.

Man verbraucht pro Schicht etwa:

7 Ctr. Hannov. Gaskoks und
1 Mss. Quandelkohlen.

In 12 Stunden wird $1^1/_4$ Schicht durchgesetzt. Von 585 Steinschichten erfolgten 5570 Ctr. Werkblei und 5729 Ctr. Stein, oder von 1 Schicht resp. 9,5 und 9,8 Ctr. Seitdem man die Oefen erhöht und den Beschickungsboden hinter dieselben gelegt hat, geht die Arbeit wegen des gleichmässigeren Setzens reinlicher, es legt sich weniger im Herde ein und die Campagnen haben sich von 3 Wochen auf 5—6 Wochen verlängert.

Der erfolgende Stein wird in 6—7 Feuern zugebrannt und es gingen dabei auf 5729 Ctr. 37 Mltr. Rösteholz. Nach der ersten Röstung wird der Haufen nur beräumt. Nur das Abgeräumte wird geröstet, das zurückbleibende Feste kommt gleich zum Schmelzen.

Beim zweiten Durchstechen wird der Stein ebenso, wie beim ersten beschickt, nur schlägt man noch 1 Ctr. kupferhaltigen Abstrich zu, welcher beim Vertreiben von Abzugswerken erfolgt. Letztere resultiren aus den Abzügen von Krätzwerken beim Verfrischen der Bleikrätze aus der Kesselhütte. Auf 1 Schicht gehen 8 Ctr. Koks oder 7 Ctr. Koks und 1 Mss. Quandelkohlen. Von 168½ Steinschichten erfolgten 1359 Ctr. Werke und 2193 Ctr. Bleistein oder von 1 Schicht resp. 8,1 und 13 Ctr.

Der Stein vom zweiten Durchstechen wird nach dem ersten Rösten völlig gewandt und erhält 8—9 Feuer. Auf 2193 Ctr. Stein gingen 37 Mltr. Rösteholz.

Eine Schicht beim dritten Durchstechen enthält:

34	Ctr.	Stein
1—1½	„	Eisen
3	„	Herd
1	„	kupferhaltigen Abstrich, wie beim zweiten Durchstechen, und kupferhaltige Saigerkrätze von der Bleidreckarbeit
10	Kar.	unreine Schliegschlacken.

Der Brennmaterialverbrauch ist derselbe, wie bei den übrigen Durchstechen. Von 64½ Schichten Stein erfolgten 400 Ctr. Werkblei und 782 Ctr. Kupferstein oder von 1 Schicht resp. 6,2 und 12,1 Ctr.

Die Löhne bei den Steinarbeiten sind folgende: 100 Ctr. Stein ins Rösthaus zu laufen 16 Ngr.; Stein in die Hütte zu laufen à Schicht und à Rost 5 Ngr.; für 100 Ctr. Stein zu wenden 9 Ngr.

	Schmelzerlöhne.	Vorläuferlöhne.
beim 1. Durchst. pro Ctr. Werke	13 Pf.	10 Pf.
„ „ „ „ „ Stein	8 „	7 „

	Schmelzerlöhne.	Vorläuferlöhne.
beim 2. Durchst. pro Ctr. Werke	13 Pf.	11 Pf.
„ „ „ „ „ Stein	9 „	7 „
„ 3. „ „ „ Werke	15 „	11 „
„ „ „ „ „ Stein	11 „	9 „

§. 78. Pattison'scher Krystallisationsprocess.

Allgemeines.

Diesem Processe (Anlage IV) unterwirft man in der Kesselhütte gemeinschaftlich die Werke vom Schlieg-, Rauch- und den beiden ersten Steinschmelzen mit durchschnittlich 17—18 Qt. Silber im Centner. Für derartiges Werkblei eignet sich aus angeführten Gründen (p. 438) die Drittel-Krystallisirmethode, und es sind 12 Krystallisir- und 1 Armbleikessel erforderlich, um am raschesten auf der einen Seite Reichwerke mit 70—75 Quint und auf der anderen Armblei mit durchschnittlich 0,251 Quint Silber im Centner zu erhalten. Bei der Unreinheit der Werke müssen der Krystallisation noch besondere Reinigungsarbeiten vorangehen.

Von der Einrichtung des Krystallisirapparates, den nöthigen Werkzeugen, den Feuerungsmaterialien etc. war im allgemeinen Theil S. 243, 244, 331, 334 die Rede. Es ist nur noch zu bemerken, dass man neuerdings den breiten Kesselrand für sich giesst und den Kessel an einem ganz schmalen Rande in einen Falz des ersteren einhängt.

Verfahren.

Das Verfahren beim Beginn des Processes zerfällt in zwei Hauptperioden, von denen die erste die Inbetriebsetzung der Arbeit bis zum normalen Verlauf, die zweite alsdann die regelrechte Ausführung der Arbeit begreift.

Erste Periode.

In der ersten Periode kommen mancherlei Abweichungen — bei Besetzung der Kessel, hinsichlich der Quantität des überzukrystallisirenden Bleies etc. — von der Drittelmethode vor, um, wie man sich ausdrückt, die Kesselbatterie auf den niedrigsten Stand zu bringen. Dies ist erreicht und die Krystallisation nimmt ihren regelmässigen Verlauf, wenn jeder der ersten 10 Kessel $^1/_3$ und der 12. Kessel $^2/_3$ Füllung hat, der 11. Kessel aber leer ist.

Die Art und Weise, wie man dies zur Altenauer Hütte bei Einführung des Processes vom 26. Novbr. bis 14. Decbr. 1855 erreicht hat, ergiebt sich aus der nachstehenden Tabelle I. Die Tabelle II zeigt den regelmässigen Verlauf der Arbeit.

Tabelle I.

Erste Periode der Krystallisations- oder Kesselarbeit zu Altenauer Silberhütte

de Nr. 9 bis 13 Qu. Luciae 1855.

Datum 1855	Nr. der Krystallisation	Eingesetzte Werke.	Erfolgtes Reichblei	Kesselschöpfungen in													Erfolgtes Armblei	Erfolgter Bleidreck		Krystallisationen	Verbrauch an Waasen	
		Ctr.	Ctr.	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10	11.	12.	13.	Ctr.	Ct.	Pfd.	tägl.	Sch.	St.
Nbr. 26.	—	250	—	—	—	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—			
	1	—	—	—	1	⌒	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	13	61			
	—	168	—	—	1	2	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1		
27	2	—	—	—	2	⌒	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	11	60			
	3	—	—	—	2	1	⌒	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	70			
	—	160	—	—	2	3	—	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	..	—			
	4	—	—	—	3	⌒	2	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	13	70			
	5	—	—	1	⌒	2	2	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	3	71	4		
28.	6	—	—	1	—	3	⌒	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	21			
	7	—	—	1	1	⌒	2	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	51			
	8	—	—	1	1	—	3	⌒	2	—	—	—	—	—	—	—	—	1	70			
	9	—	—	1	1	1	⌒	2	2	—	—	—	—	—	—	—	—	2	56	4		
29.	—	160	—	1	1	3	—	2	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—			
	10	—	—	1	2	⌒	2	2	2		—	—	—	—	—	—	—	13	24			
	11	—	—	1	2	—	3	⌒	3	—	—	—	—	—	—	—	—	—	30			
	12	—	—	1	2	—	3	1	⌒	2	—	—	—	—	—	—	—	2	75			
	13	—	—	1	2	1	⌒	3	—	2	—	—	—	—	—	—	—	2	9	4		
30.	14	—	—	1	2	1	1	—	2	2	—	—	—	—	—	—	—	1	54			
	—	160	—	1	2	3	1	—	2	2	—	—	—	—	—	—	—	—	—			
	15	—	—	1	3	⌒	3	—	2	2	—	—	—	—	—	—	—	17	9			
	16	—	—	1	3	1	⌒	2	2	2	—	—	—	—	—	—	—	3	26			
	17	—	—	1	3	1	—	3	⌒	3	—	—	—	—	—	—	—	1	25	4		
Dbr. 1.	18	—	—	1	3	1	—	3	1	⌒	2	—	—	—	—	—	—	1	40			
	19	—	—	1	3	1	1	⌒	3	—	2	—	—	—	—	—	—	2	47	2	56	47
3.	20	—	—	1	3	1	1	1	—	2	2	—	—	—	—	—	—	1	60			
	21	—	—	2	⌒	3	1	1	—	2	2	—	—	—	—	—	—	2	42			
	22	—	—	2	1	⌒	3	1	—	2	2	—	—	—	—	—	—	2	67			
	23	—	—	2	1	1	⌒	3	—	2	2	—	—	—	—	—	—	1	19			
	24	—	—	2	1	1	1	⌒	2	2	2	—	—	—	—	—	—	1	92	5		
4.	25	—	—	2	1	1	1	—	3	⌒	3	—	—	—	—	—	—	1	73			
	26	—	—	2	1	1	1	—	3	1	⌒	2	—	—	—	—	—	2	24			
	27	—	—	2	1	1	1	1	⌒	3	—	2	—	—	—	—	—	2	17			
	28	—	—	2	1	1	1	1	1	—	2	2	—	—	—	—	—	2	67			
	—	160	—	2	1	3	1	1	1	—	2	2	—	—	—	—	—	—	—	4		
5.	29	—	—	2	2	⌒	3	1	1	—	2	2	—	—	—	—	—	16	98			
	30	—	—	2	2	1	⌒	3	1	—	2	2	—	—	—	—	—	3	45			
	31	—	—	2	2	1	1	⌒	3	—	2	2	—	—	—	—	—	2	50			
	32	—	—	2	2	1	1	1	⌒	2	2	2	—	—	—	—	—	2	54			
	33	—	—	2	2	1	1	1	—	3	⌒	3	—	—	—	—	—	1	86	5		
6.	34	—	—	2	2	1	1	1	—	3	1	⌒	2	—	—	—	—	3	12			
	35	—	—	2	2	1	1	1	1	⌒	3	—	2	—	—	—	—	2	46			
	36	—	—	2	2	1	1	1	1	1	⌒	2	2	—	—	—	—	1	39			
	—	162	—	2	2	3	1	1	1	1	—	2	2	—	—	—	—	—	—			
	37	—	—	2	3	⌒	3	1	1	1	—	2	2	—	—	—	—	14	13			
	38	—	—	2	3	1	⌒	3	1	1	—	2	2	—	—	—	—	4	81	5		
—		1220	—	—	2	9	8	6	5	4	3	1	—	—	—	—	—	168	54	38	56	47

Datum 1855	Nr. der Krystallisation	Eingesetzte Werke Ctr.	Erfolgtes Reichblei Ctr.	Kesselschöpfungen in 1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.	11.	12.	13.	Erfolgtes Armblei Ctr.	Erfolgter Bleidreck Ct.	Pfd.	Krystallisationen tägl.	Verbrauch an Wasser Sch.	St.
	—	1220	—	—	2	9	8	6	5	4	3	1	—	—	—	—	—	168	54	38	56	47
Dbr.	—	—	—	2	3	1	—	3	1	1	—	2	2	—	—	—	—	—	—			
7.	39	—	—	2	3	1	1	⌒	3	1	—	2	2	—	—	—	—	1	39			
	40	—	—	2	3	1	1	1	⌒	3	—	2	2	—	—	—	—	2	32			
	41	—	—	2	3	1	1	1	1		2	2	2	—	—	—	—	2	76			
	42	—	—	2	3	1	1	1	1	—	3	⌒	3	—	—	—	—	1	91			
	43	—	—	2	3	1	1	1	1	—	3	1	⌒	2	—	—	—	3	1	5		
8.	44	—	—	2	3	1	1	1	1	1	⌒	3	—	2	—	—	—	2	56			
	45	—	—	2	3	1	1	1	1	1	1	⌒	2	2	—	—	—	3	66			
	46	—	—	3	⌒	3	1	1	1	1	1	—	2	2	—	—	—	2	55			
	47	—	—	3	1	⌒	3	1	1	1	1	—	2	2	—	—	—	1	4	4	88	41
10	48	—	—	3	1	1	⌒	3	1	1	1	—	2	2	—	—	—	1	72			
	49	—	—	3	1	1	1	⌒	3	1	1	—	2	2	—	—	—	1	47			
	50	—	—	3	1	1	1	1	⌒	3	1	—	2	2	—	—	—	2	42			
	51	—	—	3	1	1	1	1	1	⌒	3	—	2	2	—	—	—	2	58			
	52	—	—	3	1	1	1	1	1	1	⌒	2	2	2	—	—	—	4	90	5		
11.	53	—	—	3	1	1	1	1	1	1	—	3	⌒	3	—	—	—	6	65			
	54	—	—	3	1	1	1	1	1	1	—	3	1	⌒	2	—	—	3	31			
	55	—	—	3	1	1	1	1	1	1	1	⌒	3	—	2	—	—	3	9			
	56	—	—	3	1	1	1	1	1	1	1	1	⌒	2	2	—	—	5	49			
	57	—	61, 75	⌒	3	1	1	1	1	1	1	1	—	2	2	—	—	2	10	5		
12.	58	—	—	1	⌒	3	1	1	1	1	1	1	—	2	2	—	—	1	60			
	59	—	—	1	1	⌒	3	1	1	1	1	1	—	2	2	—	—	—	42			
	60	—	—	1	1	1	⌒	3	1	1	1	1	—	2	2	—	—	1	1			
	61	—	—	1	1	1	1	⌒	3	1	1	1	—	2	2	—	—	1	62			
	62	—	—	1	1	1	1	1	⌒	3	1	1	—	2	2	—	—	1	57			
	63	—	—	1	1	1	1	1	1	⌒	3	1	—	2	2	—	—	2	37	6		
13.	64	—	—	1	1	1	1	1	1	1	⌒	3	—	2	2	—	—	2	22			
	65	—	—	1	1	1	1	1	1	1	1	⌒	2	2	2	—	—	3	39			
	66	—	—	1	1	1	1	1	1	1	1	—	3	⌒	3	—	—	2	48			
	67	—	—	1	1	1	1	1	1	1	1	—	3	1	⌒	2	33 St.	5	13			
	68	—	—	1	1	1	1	1	1	1	1	1	⌒	3	—	—	—	1	90			
																		5	—	5		
14.	69	—	—	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	⌒	2	—	—	4	36	1		
Tiefster Stand der Batterie.																						
=		1220	61, 75 mit à Ctr. 15¼ Lt. Silbergehalt.	1	4	11	10	9	8	7	6	5	4	3	1	1	33 St. mit à Ctr. 1/32 Lt. Silber.	256	54	69		
Silbergehalt des Werkbleies in den einzelnen Kesseln nach der 9. Krystallisation, beim tiefsten Stande der Batterie, bevor Schliegwerke nachgesetzt wurden . . . Lth.				$13\frac{1}{2}$	$8\frac{3}{4}$	$6\frac{1}{4}$	$3\frac{3}{8}$	$2\frac{1}{2}$	$1\frac{1}{2}$	$\frac{7}{8}$	$\frac{1}{2}$	$\frac{1}{4}$	$\frac{7}{64}$	—	$\frac{3}{64}$	—						

Tabelle II.

Zweite Periode des normalen Betriebes der Kesselarbeit.

Datum 1855	Nr. der Krystallisation	Eingesetzte Werke	Erfolgtes Reichblei	Kesselschöpfungen in													Erfolgtes Armblei	Erfolgter Bleidreck		Krystallisationen	Verbrauch an Waasen	
		Ctr	Ctr.	1.	2.	3.	4.	5.	6.	7.	8.	9.	10.	11.	12.	13.	Ctr.	Ct.	Pfd.	tägl.	Sch.	St.
Dbr.		1220	61,75	1	4	11	10	9	8	7	6	5	4	3	1	1	33 St.	256	54	69		
14.	–	175	—	1	1	3	1	1	1	1	1	1	1	—	2	—	—	—	—			
	70	—	—	1	2	⌒	3	1	1	1	1	1	1	—	2	—	—	15	72			
	71	—	—	1	2	1	⌒	3	1	1	1	1	1	—	2	—	—	2	25			
	72	—	—	1	2	1	1	⌒	3	1	1	1	1	—	2	—	—	1	71			
	73	—	—	1	2	1	1	1	⌒	3	1	1	1	—	2	—	—	2	6	4		
15.	74	—	—	1	2	1	1	1	1	⌒	3	1	1	—	2	—	—	2	18			
	75	—	—	1	2	1	1	1	1	1	⌒	3	1	—	2	—	—	2	69			
	76	—	—	1	2	1	1	1	1	1	1	⌒	3	—	2	—	—	5	3			
	77	—	—	1	2	1	1	1	1	1	1	1	⌒	2	2	—	—	5	35	4		
17.		175	—	1	2	3	1	1	1	1	1	1	—	2	2	—	—	—	—			
	78	...	—	1	3	⌒	3	1	1	1	1	1	—	2	2	—	—	10	66			
	79.80	–	—	2	⌒	3	⌒	3	1	1	1	1	—	2	2	—	—	13 11	49 73			

In den Tabellen sind die Kessel mit ihrer Ordnungsnummer 1, 2, 3 . . . 13 bezeichnet; ein Drittel von dem Inhalt eines Kessels ist als Einheit angenommen, so dass die Zahlen der Tabelle 1 = ¹/₃, 2 = ²/₃ und 3 = ³/₃ der Kesselfüllung bedeuten. Durch das Zeichen ⋀ unter den Kesselfüllungen soll das Ueberschöpfen der Krystalle in die Kessel rechts und des angereicherten Bleies in die Kessel links angegeben werden. Die ersten Linien in der Tabelle bedeuten z. B., dass man dem 3. Kessel die ganze Füllung, ³/₃, übergeben und davon ²/₃ Bleikrystalle in den 4. und ¹/₃ angereichertes Blei in den 2ten Kessel übergeschöpft hat. Im Uebrigen ist die Tabelle verständlich.

Der regelmässige Verlauf der Krystallisation, nachdem die Batterie den tiefsten Stand erreicht hat, ergiebt sich aus Folgendem. Zweite Periode.

Eine vollständige Kesselfüllung beträgt 225 Zollcentner reines, sofort zur Krystallisation geeignetes Blei. Es wird aber stets mehr Werkblei und zwar so viel in den Einsatzkessel Nr. 3 gegeben, dass nach Entfernung der Abzugswerke und der Krätzen obiges Quantum reines Werkblei für die Krystallisation zurückbleibt. Dem Silbergehalt des Werkbleies entsprechend, wird der dritte Kessel zum Einsatzkessel genommen und, da er schon ¹/₃ Werkblei aus

der ersten Periode enthält, noch mit $^2/_3$ des Einsatzes versehen. Wäre das Blei rein, so würde das Einsetzquantum ($^2/_3$) 150 Ctr. betragen; für gewöhnlich nimmt man aber — auf den Abgang durch Bildung von Abzugwerken und Krätzen rechnend — 160 Ctr. Dieses Quantum kann jedoch auf 180 Centner gesteigert werden, je nach der Reinheit und dem Silbergehalt der Werke, der mehr oder weniger sorgfältigen Ausführung der Arbeit, oder wenn der Silbergehalt in den folgenden Entarmungskesseln zu hoch geworden sein sollte, oder, wie man sich in letzterem Falle ausdrückt, wenn die Batterie mehr oder weniger nach oben aufdämmt.

Man krystallisirt in solchem Falle fort und bringt alsdann kleine Quantitäten des zu weit angereicherten Bleies (1—6 Ctr.) in einen der vorhergehenden Kessel, worin sich Blei von gleichem Silbergehalt befindet. In Folge dessen muss dann in den dritten Kessel weniger eingebracht werden; daher auch mit das Schwankende von 160—180 Ctr. beim ursprünglichen Einsatz in den dritten Kessel. Vor dem Besetzen werden die leeren erhitzten Kessel mit Kalkwasser ausgeschlämmt, wobei man zu vermeiden sucht, dass nicht zu viel Flüssigkeit auf den Kesselboden gelangt, welcher sonst leicht springt.

Nach dem Besetzen des dritten Kessels schmilzt man rasch ein, was 6—8 Stunden dauert, und hält die Temperatur dabei so hoch, dass das Blei im Dunkeln eben rothglühend erscheint. Dann zieht man, was etwa $^1/_2$—$^3/_4$ Stunden währt, die auf der Oberfläche des Bleibades abgeschiedenen Unreinigkeiten (Abzugswerke, Schlicker Nr. 32) mittelst eines angespiessten Holzknüppels (Taf. VI. Fig. 107) zusammen, füllt sie mittelst einer durchlöcherten Kelle (Taf. VI. Fig. 105), welche das mitgeschöpfte Blei durchlässt, in Werkeformen (Taf. VI. Fig. 112 a) und klopft sie darin zusammen. Die erfolgenden Abzugswerkscheiben, welche einen grossen Theil des im Blei vorhandenen Kupfers an Schwefel gebunden enthalten, werden mit den Reichkrätzwerken abgetrieben. Nachdem die Oberfläche des Metallbades klar geworden, wird bei der ursprünglich hohen Temperatur 2 Stunden lang gepolt, indem man eine Birkenstange mittelst einer Hebelvorrichtung ins Metallbad bis nahe

an den Boden des Kessels bringt. Dabei geräth das flüssige Metall in sprudelnde Bewegung, und bei der öfters erneuten und mit der Luft in Berührung kommenden Oberfläche oxydirt sich noch ein grosser Theil der fremden Beimengungen und scheidet sich als Bleidreck ab. So oft als möglich wird derselbe mit einer durchlöcherten Kelle weggenommen und mit dem reichen Bleidreck Nr. 33, der sich auch im 1., 2. und 4. Kessel erzeugt, zu einem Haufwerk zusammengeworfen. Denselben verfrischt man auf reiche Krätzwerke (Nr. 39) und treibt dieselben gemeinschaftlich mit den Abzugswerken ab. Nur bei hinreichend hoher Temperatur scheidet sich der Bleidreck trocken ab, bei zu niedriger Temperatur ist er mussig und reicher an metallischem Blei. Zeigt er die letztere Consistenz, so wird er mit Holzstangen vertheilt und trocken gerührt. In der letzten Periode des Polens feuert man schon nicht mehr und lässt, nachdem dasselbe beendigt, und die Oberfläche nochmals rein abgezogen ist, das Metallbad sich $^1/_4$—$^1/_2$ Stunde kühlen, wobei die Abkühlung durch wiederholtes Aufspritzen von Wasser beschleunigt wird. Dabei bilden sich am Rande und auf der Oberfläche Krusten, welche man mittelst des Rühreisens (Taf. VI. Fig. 106) abstösst, in das Metallbad eintaucht und dieses dadurch so lange abkühlt, bis die Ränder und Krusten sich eben noch wiederauflösen. Durch dieses öftere Umrühren befördert man die Gleichförmigkeit der Abkühlung. Ist diese bis zu einem gewissen Grade fortgeschritten, dann wird die Oberfläche in Folge eingetretener Krystallbildung uneben (buckig), worauf man mit dem Ausschöpfen der Krystalle (Ueberkrystallisiren, Schäumung) in den 4ten, zur Linken gelegenen Kessel auf beiden Seiten beginnt. Zwei Arbeiter senken die durchlöcherte Schöpf- oder Schaumkelle (Taf. VI. Fig. 113) senkrecht in den Kessel an der Wand desselben hinunter, schieben sie behuf Schöpfung von Krystallen dicht auf den Boden hin und drücken dann auf den Stiel, um die Kelle zu heben und aus dem Metallbade herauszuziehen.

Zum Stützpunkt der Kelle dient ein auf den Kesselrand gelegter Bleiblock. Mittelst rüttelnder Bewegung (Pressen) sucht ein Arbeiter die Mutterlauge möglichst rasch

von den Krystallen zu entfernen, indem er dieselben zuletzt umschwenkt, schiebt dann die Schöpfkelle vor, legt sie auf den Kesselrand auf und hebt dann den Stiel auf einen Fahrbock, auf welchem die Kelle in den nebenliegenden Kessel gleitet. Dabei entleert sich dieselbe und der Kessel ist so heiss, dass die Krystalle sofort schmelzen und Ansätze an der Kelle beim Abspülen derselben in dem Metallbade weggelöst werden. Auf diese Weise schöpft man $^2/_3$ des Kesselinhalts an Krystallen über und sieht besonders darauf, dass die Temperatur nicht zu sehr sinkt, damit kleine Krystalle in möglichst lockerer Zusammenhäufung entstehen. Beim Schöpfen von zwei Seiten wird die Krystallbildung ununterbrochen gestört und die an der einen Seite beim Niedersenken der Kelle etwa zusammengedrückten Krystalle werden von der Kelle des anderen Arbeiters wieder aufgerührt und entfernt. Die am Kesselrand erstarrenden Ringe werden fortwährend von dem zweiten Arbeiter, der während des Pressens nicht beschäftigt ist, abgestossen. Um zu wissen, wann $^2/_3$ der Masse überschöpft sind, legt man einen Stab über den Kessel, an welchem unter einem rechten Winkel ein auf und nieder schiebbarer Arm befestigt ist. Sobald derselbe bei 18 Zoll Länge mit seinem unteren Ende die Oberfläche des Metallbades berührt, so hört man, nach etwa 2 Stunden, mit dem Ueberschöpfen der Krystalle auf und bringt, was etwa $^1/_2$ Stunde dauert, das angereicherte Drittel, nachdem dasselbe durch Besprengen mit Wasser in einen breiigen Zustand versetzt ist, mit der Kelle in den zweiten Kessel. Die Dauer der ganzen Arbeit beträgt demnach excl. der Feuerungszeit etwa $5^1/_2$ Stunden.

Jetzt hat der 4. Kessel den zur Krystallisation erforderlichen vollen Einsatz. Schon 4 Stunden vorher, ehe man mit dem Ueberkrystallisiren im dritten Kessel anfing, ist der vierte Kessel so stark geheizt worden, dass die in denselben übergeschöpften Krystalle sofort schmelzen, und ist derselbe gefüllt, so muss er eine so hohe Temperatur besitzen, dass keine Randbildung stattfindet und die Kelle sich beim Eintauchen nicht zusetzt. Man polt zunächst im 4ten Kessel 1 Stunde, und zwar schon, während man aus dem

3ten Kessel das letzte angereicherte Drittel in den 2ten Kessel überschöpft. Der Bleidreck vom Polen wird nun abgezogen, das Metallbad durch Wassersprengen abgekühlt, der Bleidreck völlig entfernt und $^2/_3$ an Krystallen in den 5ten und $^1/_3$ angereichertes Blei in den 3ten Kessel gebracht. Die Schöpfung des Kessels nimmt etwa 4 Stunden Zeit in Anspruch. Der nunmehr angefüllte, hinreichend stark geheizte 5te Kessel wird nicht gepolt, sondern nur etwa $^1/_2$ Stunde lang abgekühlt, nachdem der Bleidreck abgezogen, und der Kessel innerhalb 2 Stunden von $^2/_3$ seines Inhalts an Krystallen in den 6ten Kessel entleert, dann in $^1/_2$ Stunde das angereicherte Drittel in den 4ten Kessel zurückgebracht. Mit der Abkühlung dauert die Arbeit im 5ten Kessel etwa 3 Stunden. Das im 6ten Kessel ursprünglich enthaltene Drittel war seit 4 Stunden vorher wieder soweit erwärmt, dass dasselbe durch die übergeschöpften zwei Drittel nicht zum Randen gebracht wird.

Auf diese Weise setzt man die Krystallisation bis zum 10ten Kessel fort, und bewahrt die Abzüge vom 5—12ten Kessel als armen Bleidreck (Nr. 34) separirt von dem reichen auf. Derselbe wird auf arme Krätzwerke verfrischt und diese bei einem Gehalt von 5—5$^1/_2$ Quint Silber im Ctr. alle halbe Jahre für sich pattisonirt, indem man dieselben in den 6ten oder 7ten Kessel einsetzt. Man erhält davon Krystallisationsblei (Nr. 47) und Reichwerke mit 40 Qt. Silber zum Abtreiben. Wie bereits angeführt, ist bei dem niedrigsten Stande der Batterie der 11te Kessel leer und der 12. enthält $^2/_3$. Werden nun aus dem 10. vollen Kessel in den 11. Kessel $^2/_3$ übergeschöpft, so sind also im 11. und 12. Kessel zweimal $^2/_3$ auf einander gearbeitet. Es wird nun der Inhalt des 11. Kessels so vertheilt, dass $^1/_3$ in den 10. und $^1/_3$ in den 12ten Kessel gelangt, wodurch letzterer eine ganze Füllung erhält. $^2/_3$ davon werden als Krystalle in den 13ten, den Armbleikessel, übergeschöpft, $^1/_3$ Angereichertes geht in den 11ten Kessel zurück. Bei der nächsten Tour kommen dann zu dem $^1/_3$ im 11ten Kessel $^2/_3$ aus dem 10ten und ersterer kann geschöpft werden. Enthält das Blei im 13ten Kessel (Bleikessel) höchstens 0,3, durchschnittlich 0,251 Quint Silber im Centner, so wird dasselbe mittelst

einer Kelle (Taf. VI Fig. 111) in Muldenformen (Taf. VI Fig. 112b) gegossen und als raffinirtes Blei (Nr. 36) abgegeben. Bei grösserem Silbergehalt setzt man das Blei nochmals im 12ten Kessel zu.

Als Kennzeichen dafür, dass die aus dem 12ten Kessel übergeschöpften Krystalle hinreichend rein und silberarm sind, gelten deren grauere, zum Anlaufen geneigte Farbe, die Entstehung isolirter, gröberer und lockerer Krystalle, sowie die Zähigigkeit des Randes beim Abstossen. Derselbe bleibt ringförmig und bröckelt nicht ab. Gleichzeitig überzeugt man sich von dem Silbergehalt eines jeden ausgekellten Armbleikessels auf die Weise, dass man nach dem jedesmaligen Giessen von 8 Stücken Blei eine kleine Probe aus der Probekelle (Taf. VI Fig. 110) giesst und sämmtliche von einem Kessel erhaltenen Proben auf Silber probirt (p. 445).

Was nun die Anreicherung des Bleies nach oben betrifft, so beginnt man jedesmal eine neue Krystallisationsreihe beim 2ten Kessel, nachdem der 3te Kessel 2 Einsätze erhalten hat. Dann folgen wieder 2 Einsätze in den 3. Kessel, es beginnt die Krystallisationsreihe vom 2ten und dann vom 1. Kessel, wobei Reichwerke (Nr. 31) mit 70—75 Quint Silber erfolgen. Beim Schöpfen des 1. Kessel findet die Abweichung statt, dass man 100 Ctr. Krystalle in den 2ten Kessel überkrystallisirt und die zurückbleibenden 125 Ctr. als Reichwerke auskellt. Es sind gerade noch 125 Ctr. Reichwerke im Kessel, wenn das Ende des 12½ Zoll langen Armes des Masses deren Oberfläche berührt.

Die somit im 2. Kessel fehlenden 50 Ctr. werden durch Werke mit höherem Silbergehalt (unreine Steinwerke) ergänzt. Man muss in diesem Falle jedesmal die im 2ten Kessel gebildeten Abzugswerke abschöpfen und 1 Stunde polen.

Wenn zwei Part (8 Mann) arbeiten, sind immer durchschnittlich 15—16 Drittel Blei in Arbeit. Der Grad der Anreicherung nach der einen Seite und der Entarmung nach der andern Seite, welche in einem Falle ermittelt ist, ergiebt sich aus nachstehender Zusammenstellung, in welcher die oberen Zahlen die Ordnung der Kessel, die unteren den Silbergehalt des Bleies in Quint pro Centner angeben:

I.	II.	III.	IV.	V.	VI.	VII.
58,38.	37,27.	24,303.	19,537.	14,773.	10,603.	7,309

VIII.	IX.	X.	XI.	XII.	XIII.
4,789.	2,703.	1,666.	0,904.	0,497.	0,251.

Der Durchschnittsgehalt der Werke, welche in den 3ten Kessel eingesetzt werden, ist geringer, als der in obiger Reihe angegebene. Die Anreicherung hat darin ihren Grund, dass die aus dem ersten Kessel in den zweiten übergeschöpften Krystalle einen höheren Gehalt haben, als dem Normalgehalt des zweiten Kessels entspricht.

Der Verlauf der Krystallisation, nachdem die Batterie auf den niedrigsten Stand gebracht worden, ergiebt sich aus der Tabelle II (p. 623).

Es laufen meist zwei Krystallisirreihen parallel neben einander hin. In jeder sind an einem Kessel 4 Krystallisirer oder Schäumer (ein Part), und zwar an jeder Seite 2, beschäftigt und zu jedem Part gehört 1 Schürer, welcher 3—4 Kessel besorgt. Das andere Part besteht aus gleicher Mannschaft, so dass in einer Tages- oder Nachtschicht jedesmal 8 Schäumer und 2 Schürer beschäftigt sind. Erstere erhalten für 1 Zollcentner nach Vorschrift hergestelltes, ausgegossenes und gehörig abgeputztes raffinirtes Harzblei 5 Ngr. 1 Pf.; der Schürer pro 12stündige Schicht 12 Ngr. 5 Pf.

Als Handelsproducte erfolgen beim Pattisoniren direct: Producte.

a) Raffinirtes Harzblei (Nr. 36) in langer Muldenform, wie das gewöhnliche gute Frischblei, nur mit der vertieften Inschrift, „raffinirtes Harzblei“ versehen. Gewicht eines Stückes etwa 139 Pfund. Die beste Bleisorte der Harzer Hütten.

b) Krystallisations-Blei (Nr. 47), ebenfalls in derselben Muldenform mit der betreffenden vertieften Inschrift.

Die Glätte vom Vertreiben der Reichwerke giebt beim Frischen ordinaires Lang- oder Muldenblei (Nr. 69) ohne jede Inschrift und dem gewöhnlichen Frischblei der andern Hütten gleich; die Glätte vom Verfrischen der Abzugs- und Krätzwerke giebt Blei in kurzen Blöcken, welches als Steinblei (Nr. 55) ohne weitere Bezeichnung in den Handel geht. Der arme Bleidreck aus dem 13ten Kessel liefert beim Verfrischen Krätzblei (Nr. 37), in der Form

des Steinbleies, nur mit K. B. signirt, und von dem ordinairen Krätzblei (Nr. 74) nicht verschieden. Aus den betreffenden Abstrichsorten vom Vertreiben der ordinairen und Reichwerke wird nur eine Sorte Hartblei (Nr. 65) und Schlackenhartblei (Nr. 67) dargestellt.

Ausweis. Im Jahre 185⅞ wurden 30568 Ctr. alt. Gew. Schlieg-, Rauch- und Steinwerke, letztere möglichst egal vertheilt, der Batterie übergeben. Von 100 Ctr. Werkblei erfolgten bei der Krystallisation:

51,29 %	raffinirtes Blei	61,18 %.
9,89 „	Krystallisationsblei	
17,99 „	Reichwerke	
13,01 „	Abzugswerke oder Schlicker	33,64 %.
4,28 „	reiche Krätze v. 1—4 Kessel	
14,87 „	arme „ „ 5—12 „	
1,48 „	armer Bleidreck 13 „	
112,81 %	Producte.	

Von 1 Arbeiter sind in 12 Stunden 5,70 Ctr. Werkblei incl. Aufarbeit der armen Krätzwerke, oder in 24 Stunden von 16 Arbeitern 91,20 Ctr. ursprüngliche Werke pattisonirt. In einer 12stündigen Schicht sind von 1 Arbeiter 2,97 Ctr. raffinirtes und 57 Pfd. Krystallisationsblei, zusammen 3,55 Ctr. dargestellt, von 16 Arbeitern also in 24 Stunden 47,60 Ctr. raffinirtes und 9,20 Centner Krystallisationsblei, zusammen 56,80 Ctr. Blei.

Bei im Ganzen 3434 Kesselschöpfungen auf 30568 Ctr. Werke haben 8,9 Ctr. von letzteren 1 Kesselschöpfung nöthig gehabt, excl. des Auskellens des Bleies.

Der Materialverbrauch auf 100 Ctr. pattisonirtes Werkblei betrug: 10 Schock 25 Stck. Waasen, 0,19 Mltr. Knüppelholz, 9,75 Ctr. Steinkohlen und 2425 Stck. Torf.

Nimmt man nach Erfahrungssätzen 210 Pfd. Steinkohlen = 0,45 Mltr. Rösteholz = 1050 Stck. Torf = 1 Schock Waasen und werden die genannten Brennstoffe auf Waasen reducirt, so sind auf 100 Ctr. Werkblei 17 Schock Waasen verbraucht und auf die Kesselschöpfung 1 Schock 35 Stück. Von dem Preise dieser verschiedenen Brennmaterialien war p. 244 die Rede.

Verarbeitung der Krätzen von der Kessel-

arbeit. 5848 Ctr. arme und reiche Krätzen (resp. 4486 und 1362 Ctr.) und 179 Ctr. Rauch aus den Frischofenkammern, zusammen 6027 Ctr., sind in $45\frac{1}{2}$ Schichten verfrischt, also in einer 12stündigen Schicht $132\frac{1}{2}$ Ctr. Es erfolgten aus:

reicher Krätze	83,11%	reiche Krätzwerke zum Abtreiben mit den Abzugswerken,
armer „	83,84 „	arme Krätzwerke zum Pattisoniren,
Rauch „	47,48 „	desgleichen.

Ausserdem resultirten von 100 Ctr. Bleikrätze 2,94% Frischkrätze (Abzüge aus dem Stechherde) und 12,69% Schlacken (zum Steinschmelzen).

Auf 100 Ctr. verarbeitete Krätze gingen 14 Mss. Holzkohlen.

Beim Verfrischen des armen Bleidreckes erfolgen etwa 90% Krätzblei, 1,82% Bleidreck und 2,48% Schlacken mit 17 Mss. Kohlen auf 100 Ctr. Bleidreck.

Das summarische Ausbringen beim Pattisoniren, Treiben und Frischen war folgendes:

Anlage:

30568 Ctr. Werkblei	mit 10078 Mrk.	$4\frac{3}{4}$ Lth. Silber u.	30517,61 Ctr. Blei	
Zugang in Rückständen	„ 484 „	$10\frac{7}{8}$ „ „ „	2374,17 „ „	
Zusammen	10562 Mrk.	$15\frac{5}{8}$ Lth. Silber u.	32891,78 Ctr. Blei.	

Ausbringen:

Fertige Producte	9701 Mk.	7 Lth. Brandsilb. u.	23719 Ct.	$4\frac{1}{2}$ Pfd. Blei
In d. Zwischenprod.	659 „	$7\frac{3}{4}$ „ „ „	7770 „	$47\frac{1}{4}$ „ „
Zusammen	10360 Mk.	$14\frac{3}{4}$ Lth. Brandsilb. u.	31489 Ct.	$51\frac{3}{4}$ Pfd. Blei,

somit Verlust an Silber — 1,912% und an Blei 4,263%. (Im Jahre $185\frac{5}{6}$ betrug der Bleiverlust $4\frac{3}{4}$ und in $185\frac{6}{7}$ an 5,015%). Es kommen von diesen 4,263% Bleiverlust auf das Pattisoniren allein 1% und incl. des Verfrischens der Bleikrätzen und des armen Bleidreckes 2,012%, auf das Vertreiben der Reich- und Krätzwerke 2,251%. Der Bleiverlust beim Vertreiben der Reich- und Krätzwerke auf die ursprüngliche Werkanlage (10610 Ctr.) beträgt 6,932%, der Frischverlust $2-2\frac{1}{2}$% und somit der ganze Bleiverlust beim Reichtreiben, wie auch beim ordinairen Treiben und Frischen 8—9%.

Da beim Pattisoniren incl. Reichtreiben und Frischen der Bleiverlust nur etwa 4% beträgt, so gewinnt man gegen

das directe Vertreiben der Werke jetzt zwischen 4—5% Blei. Nach einem früheren 10jährigen Durchschnitt sind beim Bleihüttenprocess gegen die Bleianlage 86,15% Blei ausgebracht, seit Einführung des Pattison'schen Processes 91,72%.

Die Kosten beim Pattisoniren incl. Treiben und Frischen betrugen pro 100 Ctr. ursprüngliches Werkblei

	185⁵/₆.	185⁶/₇.
an Arbeitslöhnen	15 Thlr. 6 Ggr. 4 Pf.	14 Thlr. 15 Ggr. 2 Pf.
„ Material	34 „ 1 „ 6 „	29 „ 2 „ 2 „
„ Schmiedekosten	— „ 9 „ 9 „	— „ 14 „ 6 „
zusammen	49 Thlr. 17 Ggr. 7 Pf.	44 Thlr. 7 Ggr. 10 Pf.

	185⁷/₈.
an Arbeitslöhnen	15 Thlr. 20 Ggr. 6 Pf.
„ Material	29 „ 21 „ 4 „
„ Schmiedekosten	— „ 14 „ 8 „
zusammen	46 Thlr. 8 Ggr. 6 Pf.

100 Ctr. Werke auf gewöhnliche Weise direct zu vertreiben, kosteten in 185⁷/₈ incl. des Frischens der Glätte

an Arbeitslöhnen	7 Thlr. 12 Ggr. — Pf.
„ Materialien	17 „ 9 „ 9 „
„ Schmiedekosten	— „ 1 „ 8 „
zusammen	24 Thlr. 23 Ggr. 5 Pf.

also fast nur die Hälfte vom Pattisoniren. Durch das höhere Bleiausbringen bei letzterem und den höheren Werth des raffinirten Bleies sind auf 100 Ctr. verarbeitete Werke — wenn man das Jahr 185⁷/₈ zum Anhalten nimmt, — beim Pattisoniren 21 Thlr. 9 Ggr. 1 Pf. zu decken. Nimmt man den Bleiverlust beim directen Abtreiben incl. Frischen, wie oben, zu 9% an, so sind beim Pattisoniren bei nur 4% Bleiverlust 4³/₄ % Blei mehr ausgebracht. Ohne auf den höheren Verkaufswerth des raffinirten Bleies zu rechnen, wird durch das höhere Bleiausbringen die Mehrausgabe von 21 Thlr. 9 Ggr. 1 Pf. gedeckt sein, wenn der Centner Handelsblei durchschnittlich 4 Thlr. 12 Ggr. kostet.

Da aber nach der Ertragsberechnung pro 185⁷/₈ sich der Verkaufspreis pro Centner Blei auf 6 Thlr. 10 Ggr. 5 Pf. gestellt hat, so sind beim Pattisoniren gegen das directe

Abtreiben durch das höhere Bleiausbringen auf 100 Ctr. Werke 9 Thlr. 4 Ggr. 5¾ Pf. gewonnen.

Es wird also der Krystallisationsprocess stets noch Vortheil gewähren, wenn der Preis pro Centner Blei nicht unter 5 Thlr. heruntergeht.

An Silber bringt man jetzt gegen früher nicht mehr aus, was seinen Grund darin zu haben scheint, dass beim Vertreiben der antimonialischen Reichwerke ein grösserer Silberverlust, als beim gewöhnlichen Treiben stattfindet. Da das Probiren der Werke auf ihren Silbergehalt wegen Ungleichheit derselben in der Zusammensetzung seine Schwierigkeiten hat, so liegen bestimmte Data hinsichtlich des Silberausbringens noch nicht vor.

Bei der grösseren Reinheit der Werke zu Lautenthaler Hütte verspricht der daselbst einzuführende Krystallisationsprocess noch bessere Resultate, als zur Altenauer Hütte erhalten sind.

§. 79. Abtreiben.

Modificationen beim Abtreiben.

Je nach dem Silbergehalt und der Reinheit der Werke kommen Modificationen beim Abtreibprocesse vor, und man unterscheidet in dieser Beziehung folgende Fälle:

1) Gewöhnliches oder Armtreiben. Demselben werden die Werke vom 3. Bleisteindurchstechen (jährlich etwa 300—400 Centner) und die Abstrichsaigerwerke (§. 81) gemeinschaftlich unterworfen; die Kupfersaigerwerke (§. 84) vertreibt man für sich. In beiden Fällen bedient man sich bei Einsätzen von 170—180 Zollctr. des grossen Treibofens (p. 320) und die Arbeit verläuft ungefähr, wie im allgemeinen Theil (p. 452) beschrieben worden. 180 Zollctr. Steinwerke vom 3. Durchstechen in 185⁸/₉ gaben 32—33 Pfd. Blicksilber, 106 Ctr. Glätte, 40 Ctr. Abstrich und 35—36 Ctr. Herd bei einem Aufwand von 16¼ Schock Waasen, 24 Himt. Mergel, 5 Himt. Thonschiefer und 34 Stunden Zeit. Von 170 Zollctr. Kupfersaigerwerken erfolgten 10,8 Pfd. Silber und 138 Ctr. Glätte mit 12 Schock 20 Stück Waasen, bei demselben Mergel- und Thonschieferverbrauch und in derselben Zeit.

Der Bleiverlust beim ordinairen Treiben beträgt $6^3/_4$ bis $7^0/_0$.

2) Vertreiben der Reichwerke vom Pattisoniren. Man treibt jedesmal Einsätze von 100 Zollctr. im kleinen Treibofen (p. 320) in etwa 24—26 Stunden ab und zwar dauert das Herdmachen 3, das Einschmelzen 3, die Abstrichperiode 7—9 Stunden und die Glättperiode die übrige Zeit. Wegen der Unreinheit der Werke, namentlich an Antimon, dauert die Abstrichperiode verhältnissmässig lange, weil sich das Antimon nur nach und nach entfernen lässt; das Glätteholen muss sehr vorsichtig geschehen, um das Ausfliessen reicher Werke zu verhüten.

Im Jahre $185^8/_9$ erfolgten von 100 Zollctr. Reichwerken durchschnittlich: 72 Pfd. 0,52 Lth. Blicksilber, 36,02 Ctr. arme Glätte, 5,15 Ctr. Hartbleiabstrich, 11,85 Ctr. erster und letzter Abstrich, wovon ersterer zum Stein-, letzterer zum Schliegschmelzen kommt, 33,74 Ctr. Vorschläge oder reiche Glätte (Grenze bis 0,37 Qt. im Ctr.) und 22,88 Ctr. Herd. Verbraucht wurden 9 Schock 32 Stück Waasen, 19 Himt. Mergel und 4 Himt. Thonschiefer.

Der Bleiverlust beim Reichtreiben betrug $6{,}97^0/_0$.

3) Gemeinschaftliches Vertreiben der Abzugswerke (Schlicker) und reichen Krätzwerke vom Pattisoniren. Man setzt auf den Herd des kleinen Treibofens jedesmal 80 Ctr. Abzugs- und 20 Ctr. Krätzwerke ein und behandelt dieselben ähnlich wie Reichwerke, nur dauert das Treiben wegen des langsamen Einschmelzens der unreinen Werke etwa 1 Stunde länger, nämlich 25—27 Stunden, und zwar 5—6 Stunden das Einschmelzen, 5—6 Stunden das Abstrichholen und das Uebrige geht auf Glätteholen.

Von 100 Zollctr. Einsatz erfolgten im Jahre $185^8/_9$: 22 Pfd. 0,83 Lth. Blicksilber, 54,98 Ctr. arme Glätte, 5,97 Ctr. Hartbleiabstrich, 14,03 Ctr. erster und letzter Abstrich, resp. zum Stein- und Schliegschmelzen, 8,63 Ctr. Vorschläge und 23,82 Ctr. Herd. Man verbrauchte 9 Schock 53 Stück Waasen, 19 Himt. Mergel und 4 Himt. Thonschiefer.

Der Bleiverlust betrug $7{,}39^0/_0$.

Für einen Zollctr. Werke abzutreiben wird 1 Ngr. 6¼ Pf. bezahlt, und zwar erhält davon der Silberabtreiber ⅔ und der Schürknecht ⅓ Pf. Für 100 Ctr. Werke zu laufen zahlt man 6 Ngr. 9 Pf.

§. 80. Glättefrischen.

Alle Vierteljahre wird die Glätte von Reichwerken auf ordinaires langes Blei und die Glätte vom Vertreiben der Abzugs- und Krätzwerke (wohl Steinbleiglätte genannt) auf Steinblei, und zwar jede Glättesorte für sich, verfrischt. Allgemeines.

4457 Zollctr. im Jahre 185⁸/₉ verfrischte Glätte gaben 3939,32 Ctr. Blei und zwar: 1495,19 Ctr. ordinaires langes Blei, 2283,95 Ctr. Steinblei und 160,18 Ctr. Krätzblei bei einem Aufwand von 745 Mass Kohlen. Ausweis.

In einer Tour werden binnen 8—9 Stunden etwa 200 Ctr. Glätte verfrischt und man verschmilzt sämmtliche vorhandene Glätte alle Vierteljahre in einer Campagne, wobei etwa 4 Touren auf die Reichwerksglätte und 4—5 auf die Steinbleiglätte kommen. In jeder von einem Arbeiterpaar gemachten Tour stellt man beim Frischen von Reichwerkglätte 110—125 Stück ordinaires langes Blei, à 133 bis 134 Pfd., und von Steinbleiglätte 110—125 Stück in kurze Formen gegossenes Steinblei, à 126—127 Pfd., dar.

Der vom Frischblei im Stechherd abgezogene Bleidreck wird auf Frischstücke durchgestochen, diese gesaigert und dabei Krätzblei erhalten. Principmässig müssen aus der Glätte 88% Blei incl. Bleidreck ausgebracht werden; ein Mehrausbringen wird den Arbeitern besonders vergütet.

Der Bleiverlust beim Frischen und Bleidreckfrischen beträgt 2—2½%.

Für 100 Ctr. Glätte zu verfrischen erhält der Frischmeister 21 Ngr. 2 Pf., der Frischknecht desgl., für 100 Ctr. verfrischte ordinaire Glätte das Blei zu numeriren 1 Ngr. 8 Pf. und desgleichen zu bezeichnen 1 Ngr. 8 Pf.; für jeden Ctr. über 88% ausgebrachtes Blei 5 Ngr. 4 Pf. Frischmeisterdiscrection; für 100 Stück Blei zu tragen 17 Ngr. 1 Pf.; für 100 Stück Krätzblei zu zeichnen 1 Ngr. 8 Pf., für 100 Stück Blei aus der Kesselhütte zu numeriren und zu zeichnen 5 Ngr. Beim Bleidreckfrischen werden be-

zahlt pro Schicht oder für 1 Herd zu 16 Saigerstücken durchzustechen 27 Ngr. 8 Pf. und für 1 Herd zu 8 Stück abzusaigern 7 Ngr. 5 Pf.

§. 81. Abstricharbeit.

Allgemeines. Der Hartbleiabstrich vom Vertreiben der Reich-, Abzugs- und Krätzwerke wird gemeinschaftlich gesaigert und gefrischt.

Ausweis. 1) Abstrichsaigern. Es werden jährlich etwa 528 Zollctr. Abstrich in 12 Touren, à 44 Ctr., in 12—14 Stunden im Treibofen abgesaigert. Im Jahre 185⁸/₉ erfolgten 134 Ctr. Saigerwerke (zum ordinairen Treiben) und 394 Ctr. gesaigerter Abstrich mit 112 Schock 47 Stück Waasen.

2) Abstrichfrischen. Die obigen 394 Ctr. Abstrich gaben mit einmaliger Repetirung der Schlacke hinter dem Abstrich her in 8 zwölfstündigen Schichten mit 10 Mass Buchenkohlen und 188 Balgen Koks: 316 Ctr. 22 Pfd. Hartblei, 10 Ctr. Schur und 110—115 Ctr. Schlacken.

Löhne: für 44 Ctr. Abstrich zu saigern 2 Thlr. 4 Ngr; beim Hartbleifrischen für eine zwölfstündige Schicht dem Schmelzer 22 Ngr. 5 Pf. und dem Vorläufer 15 Ngr.; für ein Zumachen 19 Ngr.

Zweites Kapitel.

Kupferarbeit.

§. 82. Allgemeines.

Eintheilung. Die Kupferarbeit zerfällt in das Verschmelzen von Kupferkiesen auf Kieskupfer (Kiesarbeit) und das Verhütten der silberhaltigen Kupferbleisteine von Altenauer und Clausthaler Hütte auf Krätzkupfer und silberhaltiges Saigerblei (Krätzkupferarbeit).

§. 83. Kiesarbeit.

Erze. Man unterwirft dieser Arbeit die auf den Gruben Königin Charlotte, Herzog Georg Wilhelm und Juliane Sophie einbrechenden, als Stufferze und Schliege angelieferten

Kupferkiese. Dieselben enthalten 10–25%, durchschnittlich 18% Kupfer und an fremden Beimengungen Quarz und Kalkspath, dann geringe Mengen von Bleiglanz, Schwefelkies, Zinkblende und Antimonverbindungen.

Der Silbergehalt ist so gering — etwa 0,36 Qt im Ctr. —, dass sich dessen Ausziehung nicht lohnen würde.

Diese Kupfererze werden durch folgende Operationen auf Gaarkupfer zugutegemacht: Verfahren.

1) Rösten. Der Kupferkiesstuff wird in Haufen unter einer Bedachung (p. 286) einmal, der Kiesschlieg zum Theil in bedachten Stadeln (p. 287) geröstet; ein Theil des Schlieges wird immer zur Bildung der Sohle für die Kiesstuffrösten verwandt, ein anderer (etwa 5—6 Röste) im rohen Zustande aufbewahrt, um bei etwa zu weit getriebener Röstung des Kieses bei der Roharbeit zugeschlagen zu werden, damit der Kupfergehalt des Rohsteins nicht über 36—38% steigt. Ist dieses der Fall, dann werden die bei der Roharbeit fallenden Schlacken leicht zu kupferreich.

Ein Haufen von 60–65 Rösten Inhalt erfordert 3–4 Mltr. Rösteholz und brennt 11—13 Wochen.

2) Rohschmelzen. Eine beschickte Schicht besteht aus 1 Rost = 36 Zollctr. einmal geröstetem Kupferkies und 12—14 Karren à 2¾—3 Ctr. Schlacken vom Roh-, Mittel- und Spursteinschmelzen, so wie auch aus einem Theil der beim vorigen Ausblasen gefallenen Schur. Durch die basischen Schlacken soll der Kieselerdegehalt der Erze, welcher nicht durch die beim Rösten der Kiese gebildeten Oxyde neutralisirt ist, aufgenommen werden.

Das Schmelzen geschieht im Brillenofen (p. 311). Nach dem Anlassen des Ofens setzt man am ersten Tage 2—3 Tröge Beschickung auf 1 Füllfass Koks, später aber 3—4 Tröge bei einer Windpressung von 10—13‴ Quecksilber und 2′ Düsendurchmesser. Das Schmelzen geschieht mit heller Gicht und 6–8″ langer Nase. Wird letztere zu lang, so feuert man die Vorwand leicht durch, wird sie zu kurz, so wird die Formwand stark angegriffen, die Form schmilzt weg und das Schmelzen wirft sich zu sehr nach hinten, in Folge dessen das Schmelzgut vorn erstarrt, sich hinter dem Vorsetzstein anlegt und nicht aus dem Auge fliesst.

In solchem Falle versucht man mit Stecheisen und Meissel aufzuräumen, und hilft dies nicht, so muss der Vorsetzstein nebst den zunächst darüber liegenden Barnsteinen weggenommen und nach Ausräumung der erstarrten Massen erneuert werden. Bei weggeschmolzener Formwand hängt man das Gebläse ab, bessert dieselbe mit Barnsteinen aus und legt eine neue Form ein, was indess gewöhnlich nicht lange hilft, weil der Ofenschacht unter der Form tiefer geworden und der Schmelzpunkt dadurch verändert ist. Bei gutem Ofengange fliessen Schlacke und Stein gemeinschaftlich, aber abwechselnd, 36—40 Stunden lang aus je einem Auge und separiren sich im Stechherde, wo dann erstere von letzterem abgehoben wird. In 12 Stunden erfolgen 18—20 Herde voll. Man darf die Schlacke nicht zu kalt werden lassen, damit sich der beständig zufliessende Stein unter derselben verkriechen kann. Ist der Ofengang nicht in Ordnung, so bemerkt man neben mussiger Schlacke durch die Form rohen Kies im Schmelzraum.

Wegen der hitzigen Arbeit, welche zur Erzielung einer hinreichend dünnflüssigen Schlacke erforderlich ist, dauert eine Campagne nicht länger als 24 Tage, während welcher Zeit man gewöhnlich alle 12 Stunden einen Stechherd erneuern muss. Die Arbeit, namentlich das Offenerhalten des Auges, erfordert stete Aufmerksamkeit von Seiten des Schmelzers, da die bereits beim Schliegschmelzen p. 387 angeführten Uebelstände auch hier eintreten können. Eine beschickte Schicht wird in 12 Stunden weggearbeitet.

Als Producte erhält man: Rohstein mit 32—38% Kupfer, Rohschlacke mit $^1/_2$—1 Pfd. Kupfer, Ofenbrüche, Geschur und Gekrätz.

Von im Jahre $18^{58}/_{59}$ verarbeiteten 132 Rösten = 4752 Zollctr. Kupferkies mit 18% Kupfer erfolgten, bei Zuschlag von etwas mehr, als dem gleichen Gewicht Schlacken, in 130 zwölfstündigen Schichten und in 4 Zumachen bei einem Aufwand von 2255 Ctr. Koks und 90 Mass Holzkohlen: 2482 Ctr. Rohstein mit 33—38% Kupfer.

Die Arbeit geht im Tagelohne, und es erhält der Schmelzer für eine zwölfstündige Schicht 20 Ngr., der Vor-

läufer 13 Ngr. 8 Pf.; für 1 Zumachen 19 Ngr.; für Schlackenlaufen pro Rost Kies 6 Ngr.

3) Rösten und Durchstechen des Rohsteines. Der Rohstein wird in bedeckten Schuppen 6—8 mal geröstet, dann in Schichten von 34 Ctr. mit 10—12 Karren Kiesschlacken à 2³/₄—3 Ctr. wie Kies im Brillenofen verschmolzen. Man setzt in 12 Stunden etwa 1¹/₃ Schicht durch. Es erfolgten von obigen 2482 Ctr. Rohstein in 2 Zumachen und 62 zwölfstündigen Schichten bei einem Aufwand von 2150 Mass Kohlen: 1088 Ctr. Mittelstein mit 60—65% Kupfer und 248 Ctr. Schwarzkupfer mit 94—96% Gaarkupfer. Die Rohsteinschlacken halten durchschnittlich ⁵/₈% Kupfer.

Die Löhne pro Schicht sind bei den Steinarbeiten dieselben, wie beim Kiesschmelzen.

4) Rösten und Durchstechen des Mittelsteins. Der in 8—10 Feuern zugebrannte Mittelstein wurde wie Rohstein beschickt, im Brillenofen mit 700 Mass Kohlen in 1 Zumachen und in 24 zwölfstündigen Schichten verschmolzen auf: 385 Ctr. Schwarzkupfer mit 97—98% Gaarkupfer und 374 Ctr. ersten Spurstein mit 70—74% Kupfer. Die Mittelsteinschlacke hält etwa 1% Kupfer.

5) Rösten und Durchstechen des ersten Spursteins. Derselbe gab nach 8—10maligem Rösten bei einem Aufwand von 470 Mass Kohlen in 11 zwölfstündigen Schichten: 143 Ctr. Schwarzkupfer mit 98% Kupfer und 102 Ctr. zweiten Spurstein mit 74—75% Kupfer. Die Schlacke hält 1—1¹/₄% Kupfer.

6) Rösten und Durchstechen des zweiten Spursteins. Nachdem der erste Spurstein in 9—12 Feuern geröstet worden, sind auf sämmtliche Steinröstungen 65 Mltr. Holz verbraucht. Von obigen 102 Ctr. Stein erfolgten mit 140 Mss. Kohlen in einem Zumachen und in 3 zwölfstündigen Schichten: 39 Ctr. Schwarzkupfer mit 98% Kupfer und 24 Ctr. dritter Spurstein mit 74—75% Kupfer für die nächstjährige Arbeit. Die Schlacke enthält 1—1³/₄% Kupfer.

7) Gaarmachen des Schwarzkupfers. Die bei sämmtlichen Steinschmelzungen erfolgten Schwarzkupfer von verschiedener Reinheit, in vorliegendem Falle 815 Ctr.,

werden im kleinen Herd in dem Verhältniss, wie sie gefallen sind, gaar gemacht. Ein Einsatz von 3½—4 Ctr. wird nach und nach innerhalb 2—3 Stunden eingeschmolzen.

Das Kupfer ist gaar, wenn der anfangs dicke, glatte und grauliche Gaarspahn sich dünn am Gaareisen anlegt, biegsam wird, oberflächlich eine colombinrothe Farbe, dann eine krause, gänsehautähnliche Oberfläche annimmt, und sich an der Spitze (Bart) spiralförmig windet, worauf zum Scheibenreissen geschritten wird.

Man erhält vom Schwarzkupfer 90—91% gutes Kieskupfer in dünnen Scheiben, welches das in dickeren Scheiben erfolgende Krätzkupfer an Qualität übertrifft. Auf 1 Ctr. Gaarkupfer geht fast 1 Mss. Kohlen. Von den bei den Steinschmelzungen erfolgten 742 Ctr. Schwarzkupfer wurden bei einem Aufwand von 750 Mss. Kohlen 815 Ctr. Gaarkupfer erhalten.

Man bezahlt für das Gaarmachen von 1 Zollctr. Kieskupfer 8 Ngr.

8) Gaarschlackenschmelzen. Die Gaarschlacken werden, nachdem ihnen vorher wohl durch Waschen beigemengte Kohlenstückchen, Sand etc. entzogen, mit etwa 120% Kiessteinschlacken im Brillenofen auf Schwarzkupfer durchgestochen. Von 132 Rösten Kies erfolgen 35—38 Ctr. Schlackenschwarzkupfer, welche im Spleissofen verblasen werden, was bei dem grossen Eisengehalt nicht ohne Schwierigkeiten ist. Man erhält von obigem Schwarzkupferquantum 14—15 Ctr. Verblasenkupfer bei einem Aufwand von 13—14 Schock Waasen. Beim Gaarmachen im kleinen Herd resultiren bei einem Aufwand von etwa 20 Mss. Kohlen 12—13 Ctr. glimmeriges Gaarkupfer von etwas besserer Beschaffenheit, als das Gaar- und Verblasenschlackenkupfer von der Krätzkupferarbeit.

§. 84. Krätzkupferarbeit.

Zweck. Man unterwirft derselben die silberhaltigen Kupferbleisteine, welche zur Clausthaler und Altenauer Hütte resp. beim 4. und 3. Bleisteindurchstechen fallen und 22—25 Pfd. Kupfer, 6—14 Pfd. Blei und 3—5 Quint Silber im Centner enthalten. Anfangs geht diese Arbeit denselben Weg, wie

das Steinschmelzen bei der Kiesarbeit, weicht dann aber mit der weitern Behandlung des Schwarzkupfers, dessen Ausziehung durch Blei sich lohnt, ab.

Dieser Process umfasst die nachfolgenden Operationen:

1) Rösten und Durchstechen des Kupferbleisteines. Der Stein wird 6—9mal in Haufen unter Bedachung geröstet und im Brillenofen (p. 311) mit Kies- und Kupfersteinschlacken verschmolzen. Die Arbeit geht sehr hitzig und erfordert stete Aufmerksamkeit, damit das Auge offen bleibt und sich die Schmelzproducte gehörig separiren. Verfahren.

Im Jahre $185^7/_8$ kamen zur Verarbeitung: 527 Ctr. Clausthaler Kupferstein mit 4 Qt. Silber, 9 Pfd. Blei und 31,5 Pfd. Kupfer; 816 Ctr. Altenauer Kupferstein mit 3,37 Quint Silber, 6,5 Pfd. Blei und 20 Pfd. Kupfer, ausserdem 34 Ctr. Kupferstein vom vorigen Jahre mit 3,5 Quint Silber, 1 Pfd. Blei und 75 Pfd. Kupfer, also zusammen 1377 Ctr. Stein mit 49 Pfd. 7,7 Nlth. Silber, 329 Ctr. 54 Pfd. Kupfer und 125 Ctr. 97 Pfd. Blei. Das Fuhrlohn für 1 Ctr. Kupferstein oder Schwarzkupfer von Clausthaler nach Altenauer Hütte beträgt 2 Ngr. 6 Pfd.

Es erfolgten von dem Clausthaler und Altenauer Kupferstein (1343 Ctr.) bei einem Verbrauche von $18^1/_2$ Mltr. Röstеholz und 990 Mss. Kohlen in 2 Zumachen und 38 zwölfstündigen Schichten:

a) 18 Ctr. Schwarzkupfer, und zwar 13 Ctr. vom Altenauer Kupferstein mit 20,5 Qt. Silber, 30 Pfd. Blei, 70 Pfd. Kupfer, und 5 Ctr. vom Clausthaler Kupferstein mit 10 Qt. Silber, 32 Pfd. Blei und 68 Pfd. Kupfer.

b) 612 Ctr. zweiter Kupferstein, und zwar 306 Ctr. Altenauer mit 6,5 Qt. Silber, 5,5 Pfd. Blei, 48,5 Pfd. Kupfer, und 306 Ctr. Clausthaler mit 6 Qt. Silber, 18 Pfd. Blei und 47 Pfd. Kupfer.

c) Schlacke mit 0,19 Qt. Silber und $1^1/_2$—$2^1/_2$ Pfd. bleiischem Kupfer mit $^1/_4$—$^1/_2$ Pfd. Gaarkupfer.

2) Rösten und Durchstechen des zweiten Kupfersteins. Dasselbe geschieht, wie beim ersten Stein. Es erfolgten bei einem Aufwande von $8^1/_2$ Mltr. Röstеholz und 560 Mss. Kohlen in 1 Zumachen und in 18 zwölfstündigen Schichten:

a) 129 Ctr. Schwarzkupfer mit 10 Qt. Silber, 26 Pfd. Blei und 74 Pfd. Kupfer.

b) 289 Ctr. dritter Kupferstein mit 8 Qt. Silber, 7 Pfd. Blei und 65 Pfd. Kupfer.

c) Schlacke mit 4—4$^{1}/_{4}$ Pfd. Schwarzkupfer und darin etwa 1 Pfd. Gaarkupfer.

3) Rösten und Durchstechen des dritten Kupfersteins. Der 10mal geröstete Stein wird, wie vorhin, geschmolzen. Von obigen 289 Ctrn. resultirten bei einem Aufwand von 6 Mltr. Rösteholz und 340 Mss. Kohlen in 1 Zumachen und in 10 zwölfstündigen Schichten:

a) 94 Ctr. Schwarzkupfer mit 8,5 Qt. Silber, 6 Pfd. Blei und 94 Pfd. Kupfer.

b) 102 Ctr. vierter Kupferstein mit 5,5 Qt. Silber, 5 Pfd. Blei und 68 Pfd. Kupfer.

c) Schlacken mit dem Gehalt, wie beim vorigen Schmelzen.

4) Rösten und Durchstechen des vierten Kupfersteins. Die 102 Ctr. Stein wurden mit dem Steinrest vom vorigen Jahre = 34 Ctr. bei einem Aufwand von 5 Mltr. Rösteholz zwölfmal geröstet und in 5 zwölfstündigen Schichten mit 175 Mss. Kohlen verschmolzen auf

a) 67 Ctr. Schwarzkupfer mit 7 Qt. Silber, 4 Pfd. Blei und 96 Pfd. Kupfer.

b) 34 Ctr. fünften Kupferstein mit 4 Qt. Silber, 2 Pfd. Blei und 72 Pfd. Kupfer.

5) Rösten und Durchstechen des fünften Kupfersteins. Der mit 2 Mltr. Holz 7 mal geröstete Stein gab in 1 zwölfstündigen Schicht mit 25 Mss. Kohlen:

a) 22 Ctr. Schwarzkupfer mit 35 Qt. Silber, 2 Pfd. Blei und 98 Pfd. Kupfer.

b) 8 Ctr. Stein mit 3 Qt. Silber, 2 Pfd. Blei und 73 Pfd. Kupfer, zur nächstjährigen Arbeit.

Zu sämmtlichen Steinröstungen sind 40 Mltr. Holz verbraucht.

Für eine 12stündige Schicht beim Kupfersteinschmelzen, in welcher wenigstens 34 Zollctr. Stein durchgesetzt werden müssen, erhält der Schmelzer 20 Ngr., der Vorläufer 13 Ngr. 8 Pf.; für 1 Zumachen 19 Ngr.

6) Kupferfrischen. Man nimmt bei diesem Processe auf 1 Ctr. Schwarzkupfer behuf dessen Entsilberung 2—2¼ Ctr. Blei aus Glätte von den Abzugswerken der Krystallisation (p. 634), sowie auch Schlackenblei vom Saigern der beim Verblasen und Gaarschlackenschmelzen fallenden bleiischen Kupfer.

Da beide Bleisorten nicht so rein sind, als das früher vor Einführung des Pattison'schen Processes genommene Blei, so erfolgt jetzt ein Krätzkupfer von minderer Qualität.

In ein Frischen von 55 Ctr. giebt man 109 Ctr. 9 Pfd. Blei aus Glätte von Abzugswerken und 14 Ctr. 66 Pfd. Schlackenblei, wovon in 7—9 Stunden etwa 9 Ctr. Schlacken erfolgen und 64—65 Mss. Kohlen (incl. 26 Mss. Kohlen zur Darstellung des erforderlichen Bleies aus Glätte) verbraucht werden. Der Frischofen ist p. 310 beschrieben.

Sämmtliches Schwarzkupfer von den obigen Steindurchstechen im Betrage von 330 Ctr. erforderte in 6 Frischen 744 Ctr. Blei und 385 Mss. Kohlen, und es erfolgten:

a) 330 Frischstücke und

b) 56 Ctr. Frischschlacken (incl. Ofenschur) mit 0,125 Qt. Silber, 2—3½ Pfd. Kupfer und 40—55 Pfd. Blei.

Für eine 12stündige Schicht erhält der Schmelzer 16 Ngr. 7 Pf., der Vorläufer 11 Ngr. 2 Pf.

7) Saigern der Frischstücke. Beim Saigern obiger 330 Fristücke erfolgten bei einem Aufwand von 4 Schock Waasen und 140 Mss. Kohlen:

a) 396 Ctr. Saigerwerke mit 6 Qt. Silber.

b) 264 Ctr. Kiehnstöcke mit 1—2 Qt. Silber, 20—30 Pfd. Blei und 70—80 Pfd. Kupfer.

c) 363 Ctr. Saigerkrätz mit 2—3,5 Qt. Silber, 60—70 Pfd. Blei und 15—25 Pfd. Kupfer.

Für einen Herd abzusaigern werden 7 Ngr. 5 Pf. bezahlt.

8) Krätzfrischen. Beim Verschmelzen der 363 Ctr. Saigerkrätze von diesem und 80 Ctr. vom vorigen Jahre im Bleisteinofen bei möglichst dunkel gehaltener Gicht und 6—8 Zoll langer Nase mit 56 Ctr. Kupferfrisch-, 45 Ctr. Kiesstein- und 30 Ctr. Bleisteinschlacken erfolgten in 5 zwölfstündigen Schichten mit 95 Mss. Kohlen:

a) 222 Saigerstücke, welche beim Saigern mit 12 Stck. Waasen und 55 Mss. Kohlen 114 Ctr. Werke mit 6 Qt. Silber, 85 Ctr. Saigerkrätz mit 4 Qt. Silber zur nächstjährigen Krätzarbeit und 200 Ctr. Kiehnstöcke mit 2,5 Qt. Silber, 76 Pfd. Kupfer und 24 Pfd. Blei lieferten.

b) 163 Ctr. Krätzfrischschlacke mit ½ Pfd. Kupfer und 18 Pfd. Blei.

9) Verblasen der Kiehnstöcke. Zu jedem Verblasen werden die guten und Krätzkiehnstöcke gleichmässig genommen.

Man setzt jedesmal 40—44 Ctr. Kiehnstöcke ein, feuert 3—4 Stunden ohne Gebläse, wobei etwas Werkblei aussaigert, und bringt dann bei angelassenem Gebläse innerhalb 6—8 Stunden Alles in Fluss, worauf das Abziehen der Schlacke bis zum Gaarwerden erfolgt.

Ein Einsatz von 40—44 Ctr. wird mit Einschluss des Herdmachens in 20—24 Stunden bei einem Aufwande von 8—10 Schock Waasen und 1½ Mss. Kohlen zum Abwärmen der Spleissherde verblasen, wofür 2 Thlr. 8 Ngr. 5 Pf. bezahlt werden.

Obige 264 Ctr. Kiehnstöcke nebst 200 Ctr. Kiehnstöcken vom Krätzfrischen gaben bei einem Aufwande von 97 Schock 25 Stück Waasen und 17 Mss. Kohlen:

a) 254 Ctr. verblasene Kiehnstöcke mit 3 Qt. Silber.

b) 210 Ctr. Verblasenschlacken mit 0,5 Qt. Silber, 61 Pfd. Blei und 7 Pfd. Kupfer.

10) Gaarmachen der verblasenen Kiehnstöcke. Dasselbe geschieht im kleinen Herd ganz ähnlich wie beim Kieskupfer. Der Bleigehalt desselben trägt zwar zur Reinigung des Kupfers bei, das erfolgende Krätzgaarkupfer ist aber stets von minderer Qualität als das Kieskupfer. Der Herd ist 18 Zoll tief, und in der Form mit 11° Neigung liegen zwei kreuzweise blasende Düsen.

Von obigen 254 Ctr. verblasenen Kiehnstöcken erfolgten in 85 Herden bei einem Aufwande von 248 Mss. Kohlen:

a) 232 Ctr. Krätzgaarkupfer mit 4 Qt. Silber in dickeren Scheiben, als das Kieskupfer.

b) Gaarschlacken mit 17 Pfd. Kupfer und 21 Pfd. Blei.

Dieselben werden gemeinschaftlich mit den Verblasenschlacken wie die gleichnamigen Schlacken von der Kiesarbeit behandelt und geben glimmeriges Gaarkupfer.

Gaarmacherlohn pro Zollcentner 8 Ngr.; für das Abputzen, Reinigen und Wägen des Kupfers 1 Ngr. 3 Pf.

11) Verblasen- und Gaarschlackenschmelzen der Krätzkupferarbeit vom Jahre $18^{57}/_{58}$.

Beschickung:

163 Ctr. Krätzfrischschl. m. 2 Pfd. Kupter u. 23 Pfd. Blei à Ctr.
210 „ Verblasenschl. „ 7 „ „ „ 61 „ „ und 0,125 Quint Silber à Ctr.
48 „ Gaarschlacken mit 17 Pfd. Kupfer, 41 Pfd. Blei und 0,125 Qt. Silber.
59 „ letzte Saigerkrätze vom Jahre $18^{56}/_{57}$ (vom Schlackenschmelzen) mit 31 Pfd. Kupfer, 58 Pfd. Blei und 1 Quint Silber à Ctr. und
80 „ Bleisteinschlacken vom 1. Durchstechen.
560 Ctr. Beschickung.

Bei heller Gicht im Krummofen verschmolzen, erfolgten in 10 zwölfstündigen Schichten, bei einem Aufwande von 135 Ctr. Gaskoks und 5 Mss. Holzkohlen:

1) 385 Ctr. Schlacken mit 1 Pfd. Kupfer und 17 Pfd. Blei à Ctr. Wegen ihrer sehr unreinen Beschaffenheit über die Halde.

2) 85 Saigerstücke, von welchen nach dem Absaigern mit 25 Mss. Holzkohlen und 42 Stück Waasen erfolgten:

a) 50 Ctr. Saigerkrätze zum nächstjährigen Verblasenschlackenschmelzen.

b) 63 Ctr. Saigerblei (Schlackenblei) mit 1,87 Quint Silber im Ctr. zur nächstjährigen Kupferfrischarbeit.

c) 71 Ctr. Kiehnstöcke, welche beim Verblasen mit einem Aufwande von 22 Schock 41 Stück Waasen und 3 Mss. Holzkohlen lieferten:

α) 39 Ctr nickelhaltige Schlacken, welche zur demnächstigen Benutzung auf Kupfer und Nickel aufbewahrt werden,

β) 32 Ctr. Verblasenschlackenkupfer, welche beim Gaarmachen mit 52 Mss. Holzkohlen

= 30 Ctr. glimmeriges Gaarkupfer =

lieferten.

Dritter Abschnitt.

Blei-, Silber- und Kupferhüttenbetrieb zur Lautenthaler Hütte.

§. 85. Lage und Umfang der Hütte, Erze etc.

Lage und Umfang. Die in der Mitte des 16. Jahrhunderts entstandene Lautenthaler Hütte liegt unmittelbar unterhalb der Bergstadt Lautenthal am Innersteflusse in etwa 2 Stunden Entfernung von Clausthal und besteht in dem Hüttenhaus; der Schmelzhütte mit 4 Schliegöfen, 2 Steinöfen, 1 Glättefrischofen, 1 Kupfersaigerherd und 1 Kupfergaarherd; der Treibhütte mit 2 Treiböfen, 1 Abstrichsaigerofen, 1 Lehmtrockenofen und dem Mergelpochwerk; der Kupferhütte mit 1 Brillenofen und 1 Kupferfrischofen; dem Schliegmagazin (Brennhütte); dem Krätzpochwerk; dem Thonschieferpochwerk; dem Stuffpochwerk; dem Lehmgewölbe; der alten und neuen Waasenschuppe; der Kohlenschuppe nebst Eisenkammer; dem Wachthaus; der Koksschuppe; der Hüttenschmiede; dem grossen, kleinen und Kiesrösthaus; der Röststadel; dem Kalkbrennofen und Laboratorium, zusammen von etwa 77400 Quadratfuss Grundfläche.

Erze. Es werden hier die aufbereiteten Bleierze von den Gruben Hülfe Gottes (p. 100), Regenbogen (p. 73), Herzog August (p. 59) und Lautenthals Glück (p. 54), auch wohl von Ring und Silberschnur (p. 74) und Bergwerkswohlfahrt (p. 97) verschmolzen, desgleichen die auf den Gruben Lautenthals Glück und Herzog August gewonnenen Kupferkiese. Die Anlieferung, Uebernahme, Aufbewahrung und Probirung dieser Erze geschieht in der früher (§. 5) angegebenen Weise.

Hüttenprocesse. Die Schmelzarbeiten bezwecken die Blei- und Silbergewinnung aus Bleiglanzen (durch die Schlieg-, Stein-, Rauch-, Abtreibe-, Glättfrisch- und Abstrichfrischarbeit), die Silber- und Kupfergewinnung aus den

bei ersterer gefallenen Bleisteinen (Krätzkupferarbeit) und die Gewinnung von Kupfer aus Kupferkiesen (Kiesarbeit). Als Nebenarbeiten werden die Kupferschur- und Kupfersaigerkrätzarbeiten ausgeführt.

Der Metallgehalt der bei diesen Processen fallenden Producte und deren weitere Verwendung ist aus den Anlagen VI—VIII zu ersehen.

Erstes Kapitel.

Bleiarbeit.

§. 86. Allgemeines.

Die Bleiarbeit, obgleich ein Niederschlagsschmelzen, weicht in mehrfacher Beziehung von dem auf den vorhergehenden Hütten üblichen Verfahren ab. Diese Abweichungen werden hauptsächlich bedingt: Abweichungen von anderen Hütten.

a) durch den Zinkblendegehalt der Erze, welcher auf die Zusammensetzung der Beschickung, den Schmelzgang, den Productenfall, den Materialaufwand etc. influirt;

b) durch gewisse gewerkschaftliche Verhältnisse. So werden z. B. Rauch- und Krätzschlieg (Schmelzofenschlieg) separirt verschmolzen; der Silbergehalt des Rauches geht den Gewerken, der Bleigehalt desselben der Hütte zugute;

c) durch den geringeren Umfang des Betriebes, in Folge dessen man das angelieferte geringere Schliegquantum nur in 8 Schliegabschnitte vertheilt. Der von je 2 Abschnitten gefallene Stein bildet nach gehöriger Verröstung den 1—2., 3—4., 5—6., 7—8. Steinabschnitt des ersten Durchstechens; dann folgt der 1—4. und 5—8. Abschnitt des zweiten Durchstechens und der hierbei resultirende Stein gelangt zum 1—8. Abschnitt des dritten und vierten Durchstechens.

§. 87. Schliegarbeit.

Die Gattirung der Schliege ist hier leichter, als zur Clausthaler und Altenauer Hütte, weil weniger Gruben Erze Schlieggattirung.

liefern, deren Qualität sich in Beziehung auf die schlackengebenden Bestandtheile wenig ändert. Man sucht einen mittleren Metallgehalt von 62—64 Pfd. Blei und 9—10 Qt. Silber im Ctr. beim Gattiren zu erzielen und vertheilt dabei die kieseligen Schliege von Regenbogen oder von Ring und Silberschnur auf die mehr basischen der drei anderen Gruben.

Ein Schliegabschnitt enthält 16—18 Maschen, (256 bis 288 Röste), jede zu 16 Rösten. Dem Zwecke der Gattirung wird entsprochen, wenn eine Masche in folgender Weise zusammengesetzt ist:

Gruben.	1 Masche enthält		Gehalt an					Beibrechende Gangarten.
			Silber.			Blei.		
	Röste.	Ctr.	Pfd.	Lt	Qt.	Ctr.	Pfd.	
Lautenthals Glück	4	144	8	2	5,2	88	12	Viel Blende und Kalkspath.
Herzog August	7	252	18	4	6,6	165	48	Reiner Bleiglanz, Kalk, Thonschiefer.
Regenbogen	2	72	8	4	3,6	43	96	Quarz.
Hülfe Gottes	3	108	21	—	8,7	59	55	Schwerspath, Quarz, etwas Blende und Spatheisenstein.
Summa	16	576	56	2	4,1	357	11	
à Rost	—	—	3	5	1,5	22	32	
à Ctr.	—	—	—	—	9,764	—	62	

Es schwankt die Gattirung gewöhnlich zwischen 4—5 R. Lautenthals Glück, 6—7 R. Herzog August, 1—2 R. Regenbogen und 3 R. Hülfe Gottes oder Bergwerkswohlfahrt.

Schliegbeschickung.

Der Zinkblendegehalt der gattirten Erze veranlasst wesentliche Abweichungen beim Beschicken. Da die Blende wegen ihrer Strengflüssigkeit störend auf den Schmelzgang einwirkt, so bedarfs bedeutender Zuschläge an Schlacken, namentlich an leichtflüssigen Bleisteinschlacken, um dieselbe mechanisch einzuhüllen und aus dem Ofen wegzuführen (p. 375). Da man hier mehr Steinschlacken als auf

den übrigen Hütten verbraucht, so sucht man deren reichlichere Entstehung durch einen geringeren Eisenzusatz zur Schliegbeschickung herbeizuführen, indem sich dann im Verhältniss zum Werkblei mehr Stein erzeugt. Bei der bleireicheren Beschickung und dem geringeren Eisenzuschlag muss der Stein bleireicher, als auf den übrigen Hütten ausfallen. Auch wird durch den geringeren Eisenzuschlag die Zersetzung der Zinkblende verringert und dadurch weniger Veranlassung zur Bildung von Ofenbrüchen gegeben. Dennoch entstehen hier solche Ofenbrüche in grösserer Menge, als auf den anderen Hütten. Während man auf den anderen Hütten das Verhältniss von 4:3 zwischen Werke- und Steinfall anstrebt, so sucht man hier ein solches von 9:10 herbeizuführen, bei welchem sich alsdann die beim Betriebe erforderliche Menge Steinschlacken erzeugt.

Bei dem geringeren Eisenzuschlag entsteht ein reineres Werkblei, als auf den anderen Hütten, da hierdurch das Kupfer und auch wohl mehr Antimon in den Stein gearbeitet wird. Wahrscheinlich wird auch ein geringer Theil Kupfer in die schwefelhaltigen Schlacken geführt.

In Folge des bedeutenderen Zuschlages von Steinschlacken beim Schliegschmelzen entstehen auch mehr Schliegschlacken, wodurch der Metallverlust durch Verschlackung gesteigert wird.

Das Verschmelzen der Beschickung geschah früher in Schachtöfen von grösserer Weite und geringerer Höhe, als auf den anderen Hütten. Bei einem bedeutenden Zinkblendegehalt der Schliege gestatten niedrige Oefen eine bessere Abscheidung derselben, die Zinkblende wird weniger zerlegt bei der in derselben vorhandenen niedrigeren Temperatur, es bildet sich weniger dampfförmiges Zink, welches dann zum grossen Theil aus der Gicht entweicht und dadurch die Ofenbruchbildung vermindert. Da letztere nicht ganz zu vermeiden ist, so suchte man ihren störenden Einflüssen auf den Schmelzgang durch weitere Oefen entgegen zu wirken. Bei niedrigen Oefen wird der grösste Theil der Blende bei Anwesenheit einer hinreichenden Menge

Schlieg-Schmelzen.

Steinschlacken durch dieselben aus dem Ofen geführt. Vor dem Jahre 1842 war der Zinkblendegehalt in den Schliegen so bedeutend, dass trotz niedriger Oefen und grosser Schlackenzuschläge sich der Schmelzraum schon in den ersten Schichten der Campagne mit erkalteten und schwer wieder in Fluss zu bringenden Bühnen so anfüllte, dass nur ein 3—4 Zoll weiter Canal im Schmelzraum die Communication zwischen demselben und dem Vorherd unterhielt (Pozelschmelzen.)

Nachdem man seit dem genannten Jahre auf die Abscheidung der Zinkblende bei der Aufbereitung mehr Aufmerksamkeit verwandt hat und die alten, noch blendigen Vorräthe im Schliegmagazin allmählig consumirt waren, bemerkte man im Jahre 1847 zuerst die Verminderung der Bühnen, es liess sich bei fleissiger Anwendung des Brusträumers der Schmelzraum rein von Ansätzen und eine 14—20″ lange Nase halten und die Schmelzcampagnen verlängerten sich von 18—21 Tage auf 24 Tage. Auch liess sich durch einen geringeren Steinschlacken- und höhern Schliegschlackenzuschlag eine saigerere Schlacke erzeugen. Aber trotz dieser erfreulichen Erscheinungen waren doch mit der Anwendung der niedrigen Oefen hauptsächlich noch folgende Nachtheile verbunden:

a) Fast in jeder Campagne und oft schon bei den ersten Schichten ging die Nase plötzlich zurück; durch Erhöhung des Satzes lief dieselbe nur schwierig wieder an und es trat sofort Rohgang ein, weil die Schmelzmassen zu unvorbereitet vor die Form traten. Man musste alsdann die Nase durch leichte Gichten ganz wegfeuern und wie beim Anhängen eines neuen Ofens durch reine Schlackensätze eine neue Nase bilden, wodurch viel Zeit und Brennmaterial verloren wurde.

b) Da niedrige Oefen zum Hellgehen sehr geneigt sind, so musste die flammende Gicht öfters mit Wasser ausgegossen werden, wodurch die Ofenbruchbildung durch Abkühlung der Wände befördert und in Folge dessen die Dauer der Schmelzgampagne verkürzt wurde.

c) Die Flugstaubbildung war in den niedrigen Oefen

grösser, als auf den anderen Hütten; sie betrug 12—14%, während sie auf den anderen Hütten nur 8—10% ausmacht.

d) Die Schlacken fielen in den niedrigen Oefen reicher aus, als in höhern, was namentlich bei der grössern Schlackenproduction von wesentlichem Einfluss ist.

Diese Uebelstände haben den Hüttenmeister E. Strauch zu Lautenthal veranlasst, ein vergleichendes Versuchsschmelzen mit gleichartiger Schliegbeschickung in zwei gebräuchlichen 14 F. hohen und zwei auf 18 F. erhöhten Schachtöfen im Jahre 1843 vorzuschlagen und vorzunehmen. Es traten in den erhöhten Oefen obige Uebelstände nicht ein, wohl aber wieder in den niedrigeren, welche häufig Rohgang und eine flammende Gicht zeigten.

Man brauchte in den höheren Oefen pro Schlieg- und Rauchschicht 1208 Pfd. = 18,583 Mss. Kohlen und der Bleiverlust betrug 9,4%, in den niedrigeren Oefen gingen 1241 Pfd. = 19,0923 Mss. Kohlen à 65 Pfd. auf und der Bleiverlust stieg auf 10,7%.

Man würde danach bei Anwendung höherer Oefen jährlich 79 Karren Kohlen erspart und 342 Ctr. Blei mehr ausgebracht haben.

Die Kohlenersparung stellt sich aber noch um ein Beträchtliches höher, wenn man in Rücksicht zieht, dass nach dem Erfolge der Versuche in zwei Campagnen der erhöhte Ofen fast eben so viel Beschickung verschmilzt, als der niedrigere Ofen in 3 Campagnen.

Da man zum Abwärmen und Anblasen eines Ofens, zum Abwärmen des Herdes etc. wenigstens 10 Mss. Kohlen verbraucht, so erspart man bei den höheren Oefen durch die längeren Campagnen jährlich wohl 9 Karren Kohlen, also im Ganzen etwa 88 Karren.

Da sich bei diesen Versuchen herausstellte, dass die durch sorgfältigere Abscheidung der Blende bei der Aufbereitung erlangten Schliege in ihrem Schmelzverhalten sich den zur Clausthaler und Altenauer Hütte verarbeiteten Schliegen nähern, so hat man den Lautenthaler Schliegöfen (p. 303) bei gleichzeitiger Herstellung neuer, geräumigerer Beschickungsböden im Rechnungsjahre 18$^{54}/_{5}$ eine Höhe von 23 Fuss und 5 Fuss Weite in dem 4 Fuss über

der Form gelegenen Kohlensack gegeben und dadurch eine bedeutende Verringerung des Brennmaterialverbrauches und des Bleiverlustes bei gleichzeitiger Verlängerung der Schmelzcampagnen erreicht (p. 303).

Bei dem jetzigen geringeren Blendegehalt der Schliege hat man an Steinschlacken (bis 15—16 Karren à $2^1/_4$ Ctr. pro Schicht) abbrechen und an Schliegschlacken (bis 11—12 Karren à $2^1/_4$ Ctr. pro Schicht) zulegen können; in Folge dessen ist das Schmelzen saigerer und reiner geworden, die Schlacken sind ärmer und eignen sich, wenn auch nicht so gut, wie auf den anderen Hütten, zur Schlackensteinfabrikation. Man macht jetzt selbst von Rauchschlacken Steine, was früher ganz unmöglich war. Bei den niedrigen Oefen war die Schlacke weit basischer, dünnflüssiger, erstarrte rasch und zersprang beim Erkalten.

Die Entstehung einer zu hohen Temperatur in den höheren Oefen, welche der Abscheidung der Zinkblende ungünstig ist, wird durch einen höheren Erzsatz vermieden. Während früher auf 1 Pfd. Kohlen 8 Pfd. Beschickung kamen, setzt man von letzterer jetzt 10 Pfd.

Die vom Hüttenmeister E. Strauch auf Lautenthaler Hütte im Jahre 1854 gemachte Anwendung der Schlackensteine zum Aufmauern der Kernschächte der Schliegöfen hat auch zu Ersparungen geführt (p. 275).

Beim Schmelzen selbst bläst man mit Schliegschlacken an und geht dann gleich zur normalen Beschickung über, ohne, wie zu Claustbaler Hütte, erst leichtflüssigere Bühnenschichten (p. 572) zu geben. Anfangs setzt man in einer 24stündigen Schicht $1^1/_2$—$1^3/_4$, dann 2—$2^1/_4$ Schichten durch, nachdem der Ofen am 3. Tage in den normalen Gang gekommen ist. Bei 2 Zoll Düsendurchmesser und 6—8 Lin. Pressung gelangen pro Minute 230—250 Cbfss. Luft in den Ofen. Die Schmelzcampagnen dauern gegen 5 Wochen.

Von den Versuchen, beim Schliegschmelzen Koks statt Holzkohlen anzuwenden, war bereits p. 253 die Rede. Die Versuche sind noch nicht abgeschlossen.

Die Zusammensetzung der jetzt üblichen B e s c h i c k u n g, welche wegen des Zinkblendegehaltes der Erze immer noch bedeutende Schlackenzuschläge enthält, ergiebt sich aus der Tabelle (S. 663).

Die Löhne beim Schliegschmelzen sind nachstehende: für 1 Rost Schlieg zu mengen und auf den Boden zu laufen 4 Ngr. 8 Pf.; Schlacken vor- und wegzulaufen pro Rost 5 Ngr. 6 Pf.; 1 Zumachen oder Ausblasen dem Vorläufer und Schmelzer 19 Ngr.; dem Schmelzer für 1 Ctr. ausgebrachtes Werkblei und Stein resp. 11 und 6 Pf., dem Vorläufer resp. 7 und 5 Pf.; 100 Ctr. Stein zu zerschlagen und aufs Röstbett zu bringen 12 Ngr. 8 Pf; Kohlenläuferlohn pro Rost im Winter 1 Ngr. 5 Pf.

§. 88. Hüttrauch- und Kehrig- oder Fegschliegarbeit.

Derselben wird aller Rauch, ferner der bei der Näss- und Gehaltsprobe, sowie beim Reinigen des Schliegmagazins und der Schliegabladeplätze gesammelte Schlieg (Kehrig) im Schliegofen unterworfen, nachdem diese Materialien mit Kalk eingebunden sind. Man rührt zu diesem Zwecke 3/4 Himten gebrannten Kalk mit Wasser an, fügt 1 Rost = 36 Ctr. Rauch und Kehrig hinzu und bildet durch gehöriges Mengen einen steifen Brei. Diesen schlägt man in eiserne, halbcylindrische, an einem hölzernen Stiele befestigte Formen, stülpt dieselben auf einem Trockengerüste auf dem Schmelzofenboden um und lässt die Batzen austrocknen. Material

Wegen der Strengflüssigkeit des Rauches sind bedeutende Schlackenzuschläge erforderlich. Abweichend von den anderen Hütten verschmilzt man den erfolgenden Rauchstein mit gerösteten Ofenbrüchen im Steinofen. Verfahren.

Die Zusammensetzung der Beschickung und das Ausbringen ergiebt sich aus Tabelle II (p. 664).

Eine Schicht wird in 10 Stunden durchgeschmolzen.

Die Löhne sind folgende: 1 Rost Schmelzofenschlieg auf den Boden zu laufen 4 Ngr. 8 Pf., desgl. Fegschlieg 4 Ngr. 3 Pf., Rauch und Kehrig auf die Schichten zu laufen pro Rost 1 Ngr. 7 Pf., dem Schmelzer für 1 Ctr. ausgebrachtes Werkblei und Stein resp. 11 und 7 Pf., dem Vorläufer resp. 9 und 5 Pf., Kohlenläuferlohn pro Rost 1 Ngr. 5 Pf.; Schlackenläuferlohn pro Rost 5 Ngr. 7 Pf. Das Raucheinbinden kostet pro Rost an Arbeitslohn 17 Ngr. 1 Pf. und für 3/4 Himten Kalk 5 Ngr. 8 Pf., zusammen 22 Ngr. 9 Pf.

§. 89. Schmelzofenschliegarbeit.

Allgemeines.

Der bei der Aufbereitung des Geschurs im Krätzpochwerke erfolgende Schmelzofen- oder Krätzschlieg wird im Schliegofen bei der pag. 665 angegebenen Beschickung und dem beistehenden Ausbringen verschmolzen.

Eine Schicht erfordert zum Schmelzen 12 Stunden Zeit.

§. 90. Steinarbeit.

Abweichungen gegen früher.

Bei derselben hat sich gegen früher Manches geändert. Man treibt seit einigen Jahren die Röstung schärfer und sorgfältiger, hält aus dem ersten Feuer gar nichts mehr aus, sondern bringt Alles wieder aufs Holz und bedeckt den Rost mit dem beim ersten Feuer gewonnenen gerösteten feinen Steindreck zur besseren Regulirung des Luftzutrittes. In Folge dieser stärkeren Röstung hoffte man bei den drei ersten Durchstechen den Eisenzuschlag entbehren zu können. Es wurde jedoch der Kupferstein zu bleireich, weshalb man nur beim ersten Durchstechen kein Eisen zuschlägt, wohl aber bei den drei übrigen Steinschmelzungen (pro Schicht 1 Ctr.). Die reinen, sehr armen Schlacken vom 2., 3. und 4. Durchstechen setzt man ab; die Schlacken vom 1. Durchstechen gehen sämmtlich in die Schmelzarbeiten zurück.

Seit dem Jahre 1855 sind die Steinöfen (p. 306) bei gleichzeitiger Erweiterung auf 10′ 5″ erhöht und mit einem Beschickungsboden und mit Rauchkammern versehen. Die Erhöhung des Ofens ist für das Ausbringen und das Schmelzen ohne Eisenzuschlag günstig gewesen, indem sich der Werkefall im Verhältniss zum Steinfall vermehrt hat, desgleichen hat eine Erweiterung derselben die Neigung zum Flammen vermindert. Die Herstellung von Beschickungsböden neben der Gicht lässt ein weit regelmässigeres Setzen zu, als das Auftragen der Beschickung vom Herde aus in den Ofen; grössere und kleinere Arbeiter verrichten letzteres Geschäft nicht gleich gut. Man schreibt diesem verbesserten Setzen hauptsächlich die Verlängerung der Schmelzcampagnen von 10—12 Tagen auf 3—4 Wochen zu.

Auch eine Ausmaurung der Steinöfen mit Schlackensteinen hat sich mehr bewährt (p. 275).

Die Zusammensetzung der Beschickung bei den verschiedenen Steindurchstechen, der Productenerfolg und Brennmaterialaufwand gehen aus den pag. 666—669 gegebenen Uebersichten hervor. Ausweis

Man verschmilzt eine Steinschicht in etwa 7 Stunden bei 2 Z. Düsendurchmesser und 6—8 Lin. Pressung, also mit 230—250 Cbfss. Luft pro Min. Luft.

Die Löhne bei den Steinarbeiten sind folgende: 100 Ctr. Stein zu wenden 7 Ngr. 4 Pf., desgl. in die Hütte zu laufen 7 Ngr. 4 Pf., 1 Steinschicht zu machen, incl. Schlacken vorzulaufen 4 Ngr. 8 Pf., 1 Zumachen dem Schmelzer und Vorläufer 20 Ngr. 4 Pf., dem Schmelzer für 1 Ctr. ausgebrachtes Werkblei und 1 Ctr. Stein resp. 9 und 7 Pf., dem Vorläufer resp. 7 und 4 Pf., Kohlenläuferlohn pro Schicht 13 Pf.

§. 91. Rauchstein- und Ofenbruchschmelzen.

Als ein Anhängsel des ersten Steindurchstechens findet das Verschmelzen des Rauchsteins und der gerösteten Ofenbrüche unter den pag. 670 angegebenen Verhältnissen statt. Zweck.

Die Schmelzzeit für 1 Schicht beträgt 7 Stunden.

§. 92. Abtreiben der Werke.

Das Abtreiben weicht von dem Verfahren auf den übrigen Hütten wenig ab. Der Treibofen (p. 320) hat eine gemauerte Haube und über dem Glättloch einen gemauerten Schornstein zur Abführung der Bleidämpfe. Abweichungen.

Die Resultate beim Abtreiben ergiebt die pag. 671 mitgetheilte Zusammenstellung. Ausweis.

Man verbraucht hier mehr Brennmaterial, als zur Clausthaler und Altenauer Hütte, wohl wegen der höheren gemauerten Hauben und des grösseren Zinkgehaltes der Werke, welche beim Abtreiben mehr Hitze bedürfen. Es dauert das Einschmelzen und Weichfeuern der Werke bis zur Abstrichperiode 4 Stunden, letztere 2 Stunden und die Glätteperiode 18—22 Stunden.

Das Treiber- und Schürlohn für 1 Ctr. Werke zu vertreiben beträgt 1 Ngr. 5½ Pf.

§. 93. Glättefrischen.

Abweichungen gegen früher.

Das Glättefrischen wurde früher in 6½ F. hohen Spuröfen ausgeführt und die Glätte vom Vorherd ab in den Ofen getragen. Die Unsicherheit des Setzens, das öftere Hellgehen der Gicht und die bedeutende Bleiverflüchtigung in den niedrigen Oefen gaben Veranlassung, im Jahre 1856 einen vergleichenden Versuch zur Verfrischung von Glätte in einem niedrigen und in einem um 6 F. 2 Z. erhöhten und mit einem Beschickungsboden versehenen Ofen anzustellen.

Das Bleiausbringen im niedrigen Ofen betrug 90,50%, im höhern Ofen 92,06%. Da zur Lautenthaler Hütte durchschnittlich jährlich 22000 Ctr. Glätte verfrischt werden, so würde man auf dieses Quantum bei höheren Oefen 343 Ctr. 20 Pfd. Frischblei mehr ausbringen.

Auf 1 Ctr. Frischglätte betrug der Kohlenverbrauch im niedrigen Ofen 13,77 Pfd., im höheren 10,83 Pfd. Da 1 Mass (10 Cbfss.) Kohlen durchschn. 65 Pfd. wiegt, so würde man in früheren Oefen bei obigem Glättequantum jährlich etwa 100 Karren Kohlen, à 10 Mass, sparen.

Das Frischen geht in den höhern Oefen weit rascher, so dass die Windpressung erniedrigt werden muss, wenn der Arbeiter Zeit zur Bedienung des Ofens haben soll. Bei der schwächern Pressung entsteht weniger Flugstaub. Das rasche Schmelzen hat wohl darin seinen Grund, dass bei der im Ofen herrschenden höhern Temperatur schon in den oberen Ofentheilen viel Glätte reducirt wird, so dass sie in der Formgegend völlig in metallisches Blei umgewandelt ist. In Folge dessen wird die Nasenbildung weniger gestört und da kein Oxyd in den Schmelzraum gelangt, die Schlackenbildung und Zerstörung des Schmelzraum verringert, so dass längere Campagnen gemacht werden können. Auch fielen die Schlacken bleiärmer aus, früher hielten sie 35, jetzt 13% Blei.

Der mit Beschickungsboden versehene Glättefrischofen hat jetzt die p. 309 angegebenen Dimensionen.

Eine Campagne umfasst 5 Frischen und werden darin in 50—52 Stunden 1200—1240 Ctr. Glätte verfrischt. In 1 Frischen fallen etwa 130 Stück Blei, à 130 Pfd. = 195 Ctr.

Den Erfolg des Frischens weist die folgende Uebersicht nach: Ausweis.

Anlage.	Ctr.	Gehalt nach der Probe Ag Quint	Gehalt nach der Probe Pb Pfund	Summa-Anlage in 100 Ctr. Glätte Ag Pfd.	Ag Lth.	Ag Quint	Pb Pfd.
Glätte	100	0,23	91	—	2	3	9100
Frischschlacke ...	2,30	0,03	11,225	—	—	0,069	26
Summa....	102,30	—	—	—	2	3,069	9126
Ausbringen.	**Ctr.**	**Gehalt nach der Probe Ag Quint**	**Gehalt nach der Probe Pb Pfund**	**Summa-Gehalt in den Producten Ag Pfd.**	**Ag Lth.**	**Ag Quint**	**Pb Pfd.**
Frischblei	86,495	0,25	100	—	2	1,623	8649
Bleidreck	2,892	0,275	95	—	—	0,795	275
Frischschlacken ..	4,060	0,03	11,225	—	—	0,122	46
Hüttenrauch	1,868	0,275	49	—	—	0,514	43
Summa....	95,315	—	—	—	2	3,054	9013
Holzkohlen-Verbrand = 17,348 Mass = 1100 Pfund.							

Löhne beim Glättefrischen: 100 Ctr. Glätte zu verfrischen dem Frischmeister 19 Ngr. 5 Pf., den beiden Frischknechten 1 Thlr. 8 Ngr. 9 Pf., Vergütung für 100 Pfund übers Princip von 88% ausgebrachtes Blei 10 Ngr. 4 Pf., 100 Ctr. Frischblei zu tragen 10 Ngr. 6 Pf., Kohlenläuferlohn auf Frischen von 105 Stück Langblei oder 116 Stück Kurzblei 1 Ngr. 5 Pf.

§. 94. Bleidreckfrischen.

Der beim Glättefrischen erhaltene Bleidreck wird im Glättfrischofen mit Frischschlacken auf Saigerstücke verschmolzen, welche beim Absaigern Krätzblei liefern. Zweck.

Ausweis.

Den Erfolg zeigt die nachfolgende Zusammenstellung:

Anlage.	Ctr.	Gehalt nach der Probe *Ag* Quint	*Pb* Pfund	Summa-Anlage in 100 Ctr. Bleidreck *Ag* Pfd.	Lth.	Quint	*Pb* Pfd.
Bleidreck........	100	0,275	95	—	2	7,500	9500
Frischschlacken ..	16,715	0,03	11,225	—	—	0,501	188
Summa....	116,715	—	—	—	2	8,001	9688
Ausbringen.	**Ctr.**	**Gehalt nach der Probe *Ag* Quint**	***Pb* Pfund**	**Summa-Gehalt in den Producten *Ag* Pfd.**	**Lth.**	**Quint**	***Pb* Pfd.**
Krätzblei........	84,256	0,26	100	—	2	1,906	8425
Saigerkrätze	12,408	0,318	70	—	—	3,945	868
Bleidreckschlacken	21,156	0,10	8	—	—	2,116	169
—	—	—	—	—	—	—	—
Summa....	117,82	—	—	—	2	7,967	9462
Holzkohlen-Verbrand = 38,5 Mass = 2450 Pfund.							

Der Bleidreck von einem Quartale wird im andern verfrischt und es dauert ein Frischen von 130 Ctr. 7—8 Stunden.

§. 95. Abstricharbeit.

Abstrichsaigern.

Das Abstrichsaigern geschieht im Treibofen, und zwar wird ein Posten von 44 Ctr. in 8—9 Stunden bei einem Aufwand von $3^1/_4$—4 Schock Waasen abgesaigert.

Ausweis.

Man erhält beim Saigern folgende Resultate:

Anlage.	Ctr.	Gehalt nach der Probe *Ag* Quint	*Pb* Pfund	Summa-Anlage. *Ag* Pfd.	Lth.	Quint	*Pb* Pfd.
Abstrich........	100	0,50	78	—	5	—	7800

Ausbringen.	Ctr.	Gehalt nach der Probe Ag Quint	Gehalt nach der Probe Pb Pfund	Summa-Gehalt in den Producten Ag Pfd.	Ag Lth.	Ag Quint	Pb Pfd.
Ausgesaigerter Abstrich........	63	0,91	75	—	—	5,753	4725
Werkblei........	28	1,58	100	—	4	4,240	2800
Summa....	91	—	—	—	4	9,973	7525
Waasen-Verbrand = 13,64 Schock.							

Das Abstrichfrischen wird im Glättefrischofen ausgeführt, seit dessen Erhöhung die Arbeit rascher und leichter geht. Es werden in einer 12stündigen Schicht etwa 30 Ctr. Abstrich durchgesetzt, und dabei erfolgen 36—37 Stck., à 55 Pfd. = 20 Ctr. Hartblei. Abstrichfrischen.

Auf 1 Ctr. Abstrich gehen 34—36 Pfd. Kohlen. Ausweis über das Abstrichfrischen: Ausweis.

Anlage.	Ctr.	Gehalt nach der Probe Ag Quint	Gehalt nach der Probe Pb Pfund	Summa-Anlage Ag Pfd.	Ag Lth.	Ag Quint	Pb Pfd.
Abgesaigerter Abstrich........	100	0,091	75	—	—	9,100	7500
Ausbringen.	**Ctr.**	**Gehalt nach der Probe Ag Quint**	**Gehalt nach der Probe Pb Pfd.**	**Summa-Gehalt in den Producten Ag Pfd.**	**Ag Lth.**	**Ag Quint**	**Pb Pfd.**
Hartblei.........	67,55	0,117	100	—	—	7,903	6755
Schlacken.......	26	0,040	18,96	—	—	1,040	460
Summa....	93,55	—	—	—	—	8,943	7215
Holzkohlen-Verbrand = 43 Mss. = 2735 Pfund.							

An Löhnen bezahlt man: 44 Ctr. Abstrich abzusaigern an Treiber- und Schürlohn 2 Thlr. 4 Ngr.; für 1 Zumachen dem Frischmeister 11 Ngr. 5 Pf. und den beiden Frischknechten zusammen 7 Ngr. 6 Pf., für 1 12stündige Schicht

dem Frischmeister 22 Ngr. 5 Pf., jedem der beiden Frischknechte 15 Ngr.

§. 96. Metallausbringen und Materialverbrauch.

Früheres Metallausbringen.

Das Metallausbringen bei sämmtlichen Arbeiten war in den Jahren 1848 und 1849 folgendes:

Procentales Metallausbringen gegen die Anlage	1848		1849	
	Ag	*Pb*	*Ag*	*Pb*
	%	%	%	%
Schliegarbeit	63,26	43,77	62,59	44,26
1. Steindurchstechen	24,72	16,45	25,38	16,93
2. Steindurchstechen	9,69	5,96	8,88	5,06
3. und 4. Steindurchstechen	3,86	1,72	3,61	1,41
Rauch- u. Schmelzofen-Schliegarbeit	0,56	10,23	0,60	7,52
Summa	102,09	78,13	101,06	75,18

Das Bleiausbringen ist ungefähr um 1 Prct. zu wenig angegeben, weil der Arbeit Abstrich entzogen worden ist.

Im Jahre 1849 wurden aus 1 Rost Schlieg (alt. Gew.) durchschnittlich ausgebracht in 1,71 12stündigen Schichten: 7 Mrk. 7,63 Lth. Silber, 20 Ctr. 16 Pfd. Glätte oder 18 Ctr. 4 Pfd. Frischblei und 29 Pfd. Kupferstein mittelst 30,29 Mss. Kohlen, 10,98 Blgn. Koks, 0,33 Mltr. Rösteholz, 5,23 Ctr. Eisen, 1 Schck. 35 Stck. Waasen und 3,58 Hmt. Mergel.

Der Bleiverlust beträgt durchschnittlich 18—20 Prct., nämlich bei den Schlieg-, Röst- und Steinarbeiten 6—7 Prct., beim Treiben 9—10 Prct. und beim Frischen 2½ bis 3 Prct.

Das Silberausbringen beträgt fast immer 1½—2 Prct. mehr, als die Probe angiebt.

Durch die im Vorhergehenden aufgeführten Verbesserungen ist in neuerer Zeit der Metallverlust und Materialaufwand theilweise geringer geworden, wie aus der nachfolgenden Uebersicht der Jahre 185⁶/₇ und 185⁷/₈ hervorgeht:

Procentales Metallausbringen gegen die Anlage.	185⁶/₇		185⁷/₈	
	Silber %	Blei %	Silber %	Blei %
Schliegarbeit	54,395	46,542	54,286	46,293
1. Steindurchstechen	29,006	21,516	27,776	21,342
2. „	8,359	6,050	8,415	6,439
3. und 4. „	2,850	2,194	3,300	4,331
Rauch-, Feg- und Schmelzofenschlieg	5,453	5,758	6,493	6,367
Rauchstein und Ofenbruch	1,317	1,640	1,530	1,898
Summa	101,380	83,700	101,800	86,670

Im Jahre 185⁶/₇ wurden aus 1 Rost Schlieg durchschnittlich in 1,67 zwölfstündigen Schichten ausgebracht:

= 3 Pfd. 4 Lth. 5,668 Quint Silber
= 18 Ctr. 32 Pfd. Blei und } Neugewicht
= 24 Pfd. Kupferstein

mittelst

= 26,79 Mss. Kohlen à 63,59 Pfd. = 1704 Pfd.
= 12,35 Blgn. Koks à 51,3 Pfd. = 634 Pfd.
= 0,403 Mltr. Rösteholz
= 4,04 Ctr. Eisen
= 1 Schck. 55 Stck. Waasen
= 3,81 Himten Mergel.

Der Bleiverlust im Jahre 185⁶/₇ beträgt 16,3%; davon kommen 6,3% auf die Schlieg-, Röst- und Steinarbeiten, 8% auf die Treibarbeit und 2% aufs Frischen.

Das Silberausbringen ist um 1,38% höher, als die Probe angiebt.

In den Jahren 1835—185⁵/₆ (also in 21½ Jahren) sind zu Lautenthaler Hütte verschmolzen nach altem Gewicht:
23220½ Röste = 878850 Ctr. (Trockengewicht) mit
160775 Mrk. 11 Lth. Silber und 539670 Ctr. 68 Pfd. Blei.

Davon sind ausgebracht:

166535 Mrk. 5¼ Lth. Brandsilber = 103,58%,
459557 Ctr. Glätte oder bei 88½% Bleiausbringen
406707 Ctr. 94,5 Pfd. Blei } = 411646 Ctr. 2,5 Pfd.
4938 „ 8 „ Hartblei } Blei,

wonach der Bleiverlust 23,7% betragen hat.

An Materialien sind verbraucht:

122683 Ctr. Eisen
861158½ Mss. Kohlen
285244 Balg. Koks
38139½ Schock Waasen
9836 Mltr. Rösteholz
84856 Himten Mergel,

so dass pro Rost beträgt: der Verbrauch an Eisen 5,28 Ctr., an Kohlen 37,08 Mss., an Koks 12,28 Balgen.

Die Zusammensetzung der Beschickungen und das Metallausbringen bei den einzelnen Schmelzarbeiten ergiebt sich aus den nachfolgenden Tabellen.

Tabelle I. Schliegschmelzen.

Anlage.	Eine beschickte Schicht enthält (Centner)	100 Ctr. Schlieg werden beschickt mit (Centner)	Gehalt nach der Probe		Summa-Anlage in einer Schicht				Summa-Anlage in 100 Ctr. beschicktem Schlieg			
			Ag Quint	Pb Pfd.	Ag Pfd	Ag Nlth.	Quint	Pb Pfd.	Ag Pfd.	Ag Nlth.	Quint	Pb Pfd.
Schlieg	36,00	100,00	9,624	60,55	3	4	6,464	2180	9	6	2,400	6055
Herd	2,43	6,75	1,25	68	—	—	3,037	165	—	—	8,437	459
Vorschläge	1,22	3,39	1,00	88	—	—	1,220	107	—	—	3,390	298
Abstrich	0,61	1,70	0,25	82	—	—	0,152	50	—	—	0,425	140
Reine Schliegschlack.	25,98	72,18	0,0898	4,74	—	—	2,333	123	—	—	6,482	342
Steinschlacken	32,79	91,08	0,09	4,5	—	—	2,951	148	—	—	8,197	410
Eisen	4,50	12,50	—	—	—	—	—	—	—		—	—
Summa	103,53	287,60	—	—	3	5	6,157	2773	9	8	9,331	7704

Ausbringen.	Ausbringen aus 1 Schicht (Centner)	Ausbringen aus 100 Ctr. beschickt. Schlieg (Centner)	Gehalt nach der Probe		Summa-Gehalt der Producte von einer Schicht.				Summa-Gehalt der Producte v. 100 Ctr. beschickt. Schlieg.			
			Ag Quint	Pb Pfd.	Ag Pfd.	Ag Lth.	Quint	Pb Pfd.	Ag Pfd.	Ag Lth.	Quint	Pb Pfd.
Werkblei	15,450	42,92	13,448	99,86	2	—	7,772	1543	5	7	7,188	4286
Bleistein	17,150	47,64	7,000	40,62	1	2	0,050	696	3	3	3,480	1935
Reine Schlacken	46,315	128,65	0,0898	4,74	—	—	4,159	220	—	1	1,552	610
Unreine Schlacken	14,086	39,13	0,3654	5,61	—	—	5,147	79	—	1	4,298	220
Ofenbruch	0,922	2,56	0,304	69,60	—	—	0,280	64	—	—	0,778	178
Hüttenrauch	3,030	8,42	6,238	49,56	—	1	8,901	150	—	5	2,524	417
Summa	96,953	269,32	—	—	3	5	6,309	2752	9	8	9,820	7646
Holzkohl.-Verbrauch	pro Schicht 20,06 Mss. à 63,59 Pfd. = 1276 Pfd.											
" " " "	pro 100 Ctr. beschickten Schlieg = 55,72 Mass = 3543 Pfd.											

Tabelle II. Hüttenrauch- und Fegschliegschmelzen.

Anlage.	Beschickung für 1 Schicht	Beschickung für 100 Ctr. Rauch etc.	Gehalt nach der Probe Ag	Gehalt nach der Probe Pb	Summa-Anlage in einer Schicht Ag			Summa-Anlage in einer Schicht Pb	Summa-Anlage in 100 Ctr. beschickt. Rauch etc. Ag			Summa-Anlage in 100 Ctr. beschickt. Rauch etc. Pb
	Centner	Centner	Quint	Pfund	Pfd.	Lth.	Quint	Pfd.	Pfd.	Lth.	Quint	Pfund
Hüttenrauch	30,00	83,33	6,238	49,56	1	8	7,140	1487	5	1	9,813	4130
Fegschlieg	6,00	16,67	8,332	58,49	—	4	9,990	351	1	3	8,894	975
Herd	4,60	12,78	1,250	68	—	—	5,75	313	—	1	5,975	869
Vorschläge	0,98	2,71	1,000	88	—	—	0,980	86	—	—	2,710	238
Abstrich	0,52	1,44	0,25	82	—	—	0,130	43	—	—	0,360	118
Reine Schliegschlacken	25,46	70,74	0,0898	4,74	—	—	2,286	121	—	—	6,352	335
Steinschlacken	28,40	78,87	0,090	4,5	—	—	2,556	128	—	—	7,098	355
Eisen	2,00	5,625	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Summa	97,96	272,46	—	—	2	4	8,832	2529	6	9	1,202	7020

Ausbringen.	Ausbringen aus 1 Schicht	Ausbringen aus 100 Ctr. besch. Rauch	Gehalt nach der Probe Ag	Gehalt nach der Probe Pb	Summa-Gehalt in den Producten von einer Schicht Ag			Summa-Gehalt in den Producten von einer Schicht Pb	Summa-Gehalt in den Producten von 100 Ct. besch. Rauch etc. Ag			Summa-Gehalt in den Producten von 100 Ct. besch. Rauch etc. Pb
	Centner	Centner	Quint	Pfd.	Pfd.	Lth.	Quint	Pfd.	Pfd.	Lth.	Quint	Pfund
Werkblei	11,37	31,58	11,5	99,88	1	3	0,755	1136	3	6	3,170	3154
Rauchstein	12,43	34,53	4,846	35,94	—	6	0,236	447	1	6	7,332	1103
Reine Schlacken	45,68	126,90	0,137	5,613	—	—	6,169	256	—	1	7,417	712
Unreine Schlacken	14,48	40,22	0,0923	6,54	—	—	4,233	95	—	1	1,756	263
Ofenbruch	1,20	3,33	0,304	69,60	—	—	0,365	84	—	—	1,012	232
Hüttenrauch	7,06	19,61	6,238	49,56	—	4	4,040	350	1	2	2,327	972
Summa	92,22	256,17	—	—	2	4	5,798	2368	6	8	3,014	6436

Holzkohlen-Verbrauch pro Schicht 18,56 Mass = 1180 Pfd; — pro 100 Ctr. besch. Rauch etc. = 55,15 Mass = 327 Pfd.

Tabelle III. Schmelzofenschliegarbeit.

Anlage.	Beschickung für 1 Schicht	Beschickung für 100 Ctr. Schmelzofenschl.	Gehalt nach der Probe Ag	Gehalt nach der Probe Pb	Summa-Anlage in einer Schicht Ag			Pb	in 100 Ctr. beschicktem Schmelzofenschlieg Ag			Pb
	Centner	Centner	Quint	Pfund	Pfd.	Lth.	Quint	Pfd.	Pfd.	Lth.	Quint.	Pfd.
Schmelzofenschlieg	36,00	100,00	4.00	46,5	1	4	4,0000	1674	4	—	—	4650
Herd	2,16	6,00	1,25	68	—	—	2.700	147	—	—	7,500	408
Vorschläge	1,51	4,20	1,00	88	—	—	1,510	133	—	—	4,200	370
Abstrich	0,935	2,60	0,25	82	—	—	0,234	77	—	—	0,650	213
Reine Schliegschlacken	19,35	53,75	0,0898	4,74	—	—	1,738	92	—	—	4,827	255
Steinschlacken	27,20	75,55	0,090	4,5	—	—	2,448	122	—	—	6,800	340
Eisen	1,00	2,78	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	88,155	244,88	—	—	1	5	2,630	2245	4	2	3,977	6236

Ausbringen.	Ausbringen aus 1 Schicht	Ausbringen aus 100 Ctr. beschickt. Schmelzofenschl.	Gehalt nach der Probe Ag	Gehalt nach der Probe Pb	Summa-Gehalt in den Producten von einer Schicht Ag			Pb	von 100 Ctr. beschicktem Schmelzofenschlieg Ag			Pb
	Centner	Centner	Quint	Pfund	Pfd.	Lth.	Quint	Pfd.	Pfd.	Lth.	Quint	Pfd.
Werkblei	13,10	36,39	7,00	99,93	—	9	1,700	1309	2	5	4,73	8636
Stein	9,13	25,36	4,47	38,10	—	4	0,811	348	1	1	3,359	966
Reine Schlacken	47,98	133,28	0,013	4,5	—	—	0,624	216	—	—	1,733	600
Unreine Schlacken	11,50	31,94	0,293	6,45	—	—	3,369	63	—	—	9,358	206
Ofenbruch	1,22	3,39	0,304	69,6	—	—	0,371	85	—	—	1,031	236
Hüttenrauch	2,23	6,20	6,238	49,56	—	—	3,911	111	—	3	8,675	445
Summa	85,16	236,54	—	—	1	5	0,786	2132	4	1	8,886	6089

Holzkohlen-Verbrand	pro Schicht 24,37 Mss. = 1550 Pfd.; — pro 100 Ctr. besch. Schmelzofenschlieg = 67,7 Mss. = 4305 Pfd.

Tabelle IV. Erstes Steindurchstechen.

Anlage.	Beschickung für		Gehalt nach der Probe		Summa-Anlage							
					in einer Schicht				in 100 Ctr. besch. Stein			
	1 Schicht	100 Ctr. Stein	*Ag*	*Pb*	*Ag*			*Pb*	*Ag*			*Pb*
	Centner		Quint	Pfund	Pfd.	Lth.	Quint	Pfund	Pfd.	Lth	Quint	Pfd.
Gerösteter Stein	34,00	100,00	7,000	40,618	2	3	8,000	1360	7	—	—	4062
Herd	2,03	6,00	1,25	68	—	—	2,538	138	—	—	7,500	408
Vorschläge	0,452	1,33	1,00	88	—	—	0,452	40	—	—	1,330	117
Abstrich	0,514	1,51	0,25	82	—	—	0,139	42	—	—	0,378	124
Unreine Schliegschlacken	28,454	83,66	0,3654	6,45	—	1	0,397	184	—	3	0,569	540
Summa	65,45	192,50	—	—	2	5	1,526	1764	7	3	9,777	5251

Ausbringen.	Ausbringen aus		Gehalt nach der Probe		Summa-Gehalt in den Producten							
					von einer Schicht				von 100 Ctr. besch. Stein			
	1 Schicht	100 Ctr besch. Stein	*Ag*	*Pb*	*Ag*			*Pb*	*Ag*			*Pb*
	Centner		Quint	Pfund	Pfd.	Lth.	Quint	Pfund	Pfd.	Lth.	Quint	Pfd.
Werkblei	13,16	38,70	14,10	99,90	1	8	5,556	1314	5	4	5,670	3866
Stein	9,94	29,23	6,00	29,13	—	5	9,640	289	1	7	5,380	851
Schlacken	40,54	119,24	0,137	3,04	—	—	5,554	123	—	1	6,335	362
Ofenbruch	0,10	0,30	0,304	69,60	—	—	0,030	7	—	—	0,091	21
Hüttenrauch	0,23	0,67	6,238	49,56	—	—	1,435	12	—	—	4,179	33
Summa	63,97	188,14	—	—	2	5	2,215	1745	7	4	1,655	5133

Holzkohlenverbrauch	pro Schicht 0,932 Mss. = 60 Pfd.; — pro 100 Ctr. besch. Stein = 2,74 Mss. = 175 Pfd.
Koks- „ „	„ „ 16 Balgen = 820 „ ; — „ 100 „ „ „ = 47 Balg. = 2410 „
Rösteholz- „ „	„ „ 0,27 Mltr. = „ ; — „ 100 „ „ „ = 0,8 Mltr.

Tabelle V. **Zweites Steindurchstechen.**

Anlage.	Beschickung für 1 Schicht (Centner)	Beschickung für 100 Ctr. Stein (Centner)	Gehalt nach der Probe Ag Quint	Gehalt nach der Probe Pb Pfund	Summa-Anlage in einer Schicht Ag Pfd.	Ag Lth.	Ag Quint	Pb Pfund	Summa-Anlage in 100 Ctr. besch. Stein Ag Pfd.	Ag Lth.	Ag Quint	Pb Pfd.
Gerösteter Stein	34,00	100,00	6,00	29,13	2	—	4,000	991	6	—	—	2913
Herd	2,18	6,41	1,25	68	—	—	2,725	148	—	—	8,012	436
Vorschläge	0,77	2,27	1,00	88	—	—	0,770	68	—	—	2,270	200
Abstrich	0,76	2,24	0,25	82	—	—	0,190	62	—	—	0,560	184
Unreine Schliegschlacken	30,36	89,28	0,3654	6,45	—	1	1,094	196	—	3	2,623	576
Summa	68,070	200,20	—	—	2	1	8,779	1465	6	4	3,465	4309

Ausbringen.	Ausbringen aus 1 Schicht (Centner)	Ausbringen aus 100 Ctr. besch. Stein (Centner)	Gehalt nach der Probe Ag Quint	Gehalt nach der Probe Pb Pfund	Summa-Gehalt in den Producten von einer Schicht Ag Pfd.	Ag Lth.	Ag Quint	Pb Pfund	Summa-Gehalt in den Producten von 100 Ctr. besch. Stein Ag Pfd.	Ag Lth.	Ag Quint	Pb Pfd.
Werkblei	10,05	29,56	16,40	99,84	1	6	4,820	1003	4	8	4,784	2951
Stein	7,52	22,12	6,568	26,00	—	4	9,391	196	1	4	5,284	575
Schlacken	46,62	137,12	0,090	3,00	—	—	4,195	140	—	1	2,341	411
Ofenbruch	0,07	0,21	0,304	69,60	—	—	0,021	5	—	—	0,064	15
Hüttenrauch	0,23	0,65	6,238	49,56	—	—	1,435	12	—	—	4,055	32
Summa	64,49	189,66	—	—	2	1	9,862	1356	6	4	6,528	3984

Holzkohlenverbrand pro Schicht 1,94 Mss. = 125 Pfd. — pro 100 Ctr. besch. Stein = 5,7 Mss. = 365 Pfd.
Koks- „ „ „ „ 16 Balg. = 820 „ — „ 100 „ „ „ = 47 „ = 2410 „
Röstholz- „ „ „ „ 0,23 Mltr. = ; — „ 100 „ „ „ = 0,68 Mltr.

Tabelle VI.

Drittes Steindurchstechen.

Anlage.	Beschickung für 1 Schicht (Centner)	Beschickung für 100 Ctr. Stein (Centner)	Gehalt nach der Probe *Ag* Quint	Gehalt nach der Probe *Pb* Pfund	Summa-Anlage in einer Schicht *Ag* Pfd.	*Ag* Lth.	*Ag* Quint	*Pb* Pfund	Summa-Anlage in 100 Ctr. besch. Stein *Ag* Pfd.	*Ag* Lth.	*Ag* Quint	*Pb* Pfd.
Gerösteter Stein	34,00	100,00	6,568	26	2	2	3,312	884	6	5	6,800	2600
Herd	2,93	8,62	1,25	68	—	—	3,663	199	—	1	0,775	586
Vorschläge	1,30	3,82	1,00	88	—	—	1,300	114	—	—	3,820	336
Abstrich	1,47	4,32	0,25	82	—	—	0,368	121	—	—	1,080	354
Unr. Schlieg- u. Rauchschl.	30,15	88,64	0,3654	6,45	—	1	1,017	194	—	3	2,389	572
Summa	69,85	205,40	—	—	2	3	9,660	1512	7	—	4,864	4448

Ausbringen.	Ausbringen aus 1 Schicht (Centner)	Ausbringen aus 100 Ctr. besch. Stein (Centner)	Gehalt nach der Probe *Ag* Quint	Gehalt nach der Probe *Pb* Pfund	Summa-Gehalt in den Producten von einer Schicht *Ag* Pfd.	*Ag* Lth.	*Ag* Quint	*Pb* Pfund	Summa-Gehalt in den Producten von 100 Ctr. besch. Stein *Ag* Pfd.	*Ag* Lth.	*Ag* Quint	*Pb* Pfd.
Werkblei	10,10	29,70	15,085	99,85	1	5	2,358	1008	4	4	8,025	2965
Stein	13,75	40,44	5,846	25,73	—	8	0,383	354	2	3	6,412	1040
Schlacken	44,18	130,00	0,137	2,25	—	—	6,053	99	—	1	7,810	293
Ofenbruch	0,04	0,12	0,304	69,6	—	—	0,012	3	—	—	0,036	8
Hüttenrauch	0,19	0,56	6,238	49,56	—	—	1,185	9	—	—	3,493	28
Summa	68,26	200,82	—	—	2	3	9,991	1473	7	—	5,776	4334

Holzkohlenverbrand pro Schicht 0,70 Mss. = 45 Pfd.; — pro 100 Ctr. besch. Stein = 2,05 Mss. = 130 Pfd.
Koks- „ „ „ „ 19,95 Balg. = 1025 „ ; — „ 100 „ „ „ = 58,65 Balg. = 3010 „
Rösteholz- „ „ „ „ 0,40 Mltr. ; — „ 100 „ „ „ = 0,91 Mltr.

Tab. VII. **Viertes Steindurchstechen.**

Anlage.	Beschickung für 1 Schicht (Centner)	Beschickung für 100 Ctr. Stein (Centner)	Gehalt nach der Probe Ag Quint	Gehalt nach der Probe Pb Pfund	Summa-Anlage in einer Schicht Ag Pfd.	Ag Lth.	Ag Quint	Pb Pfund	Summa-Anlage in 100 Ctr. besch. Stein Ag Pfd.	Ag Lth.	Ag Quint	Pb Pfd.
Gerösteter Stein	34,00	100,00	5,846	25,73	1	9	8,764	875	5	8	4,600	2573
Herd	4,00	11,75	1,250	68	—	—	5,000	272	—	1	4,688	799
Vorschläge	1,68	4,94	1,000	88	—	—	1,680	148	—	—	4,940	435
Abstrich	2,80	8,24	0,250	82	—	—	0,700	230	—	—	2,060	676
Unreine Schlieg- u. Rauchschlacken	29,47	86,67	0,3654	6,45	—	1	0,768	190	—	3	1,670	559
Eisen	0,50	1,50	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Summa	72,45	213,10	—	—	2	1	6,912	1715	6	3	7,958	5042

Ausbringen.	Ausbringen aus 1 Schicht (Centner)	Ausbringen aus 100 Ctr. besch. Stein (Centner)	Gehalt nach der Probe Ag Quint	Gehalt nach der Probe Pb u. Cu Pfund	Summa-Gehalt in den Producten von einer Schicht Ag Pfd.	Ag Lth	Ag Quint	Pb Pfund	Summa-Gehalt in den Producten von 100 Ctr. besch. Stein Ag Pfd.	Ag Lth.	Ag Quint	Pb Pfd.
Werkblei	8,35	24,56	12,341	99,88	1	—	3,047	834	3	—	3,095	2453
Kupferstein	18,21	53,56	5,938	31,80	1	—	8,131	579	3	1	8,039	1703
Schlacken	43,29	127,32	0,090	4,68	—	—	3,896	203	—	1	1,459	596
Hüttenrauch	0,25	0,75	6,238	49,56	—	—	1,560	12	—	—	4,679	27
Summa	70,10	206,19	—	—	2	1	6,634	1628	6	3	7,272	4779

Holzkohlenverbrand pro Schicht = 6,75 Mss. = 430 Pfd.; — pro 100 Ctr. besch. Stein = 19,85 Mss. = 1260 Pfd.
Koks- „ „ „ „ = 16,85 Blg. = 865 „ ; — „ 100 „ „ „ = 49,55 „ = 2540 „
Röstehólz- „ „ „ „ = 0,50 Mltr. = „ ; — „ 100 „ „ „ = 1,50 Malter.

Tab. VIII. Rauchstein- und Ofenbruch-Schmelzen.

Anlage.	Beschickung für 1 Schicht (Centner)	Beschickung für 100 Ctr. Stein und Ofenbruch (Centner)	Gehalt nach der Probe Ag Quint	Gehalt nach der Probe Pb Pfund	Summa-Anlage in einer Schicht Ag Pfd.	Ag Lth.	Ag Quint	Pb Pfd.	Summa-Anlage in 100 Ctr. besch. Stein und Ofenbruch Ag Pfd.	Ag Lth.	Ag Quint	Pb Pfd.
Rauchstein	20,00	60,00	4,846	31,94	—	9	6,920	639	2	9	0,760	1916
Ofenbruch	14,00	40,00	0,304	69,60	—	—	4,256	974	—	1	2,160	2784
Herd	0,22	0,65	1,25	68	—	—	0,275	15	—	—	0,813	44
Vorschläge	0,37	1,10	1,00	88	—	—	0,370	33	—	—	1,100	97
Abstrich	0,38	1,12	0,25	82	—	—	0,095	31	—	—	0,280	92
Unreine Schlieg- und Rauch-Schlacken	28,88	84,93	0,3654	5,61	—	1	0,553	162	—	3	1,033	476
Summa	63,85	187,80	—	—	1	1	2,469	1854	3	3	6,146	5409

Ausbringen.	Ausbringen aus 1 Schicht (Centner)	Ausbringen aus 100 Ctr. besch. Stein und Ofenb. (Centner)	Gehalt nach der Probe Ag Quint	Gehalt nach der Probe Pb Pfund	Summa-Gehalt in den Producten von einer Schicht Ag Pfd.	Ag Lth.	Ag Quint	Pb Pfd.	Summa-Gehalt von 100 Ctr. besch. Stein und Ofenbruch Ag Pfd.	Ag Lth.	Ag Quint	Pb Pfd.
Werkblei	10,20	30,00	7,403	99,97	—	7	5,510	1019	2	2	2,090	2998
Stein	8,00	23,53	4,115	35,67	—	3	2,920	285	—	9	6,826	839
Ofenbruch	1,11	3,26	0,104	69,6	—	—	0,115	72	—	—	0,339	227
Hüttenrauch	1,25	3,68	0,250	49,56	—	—	0,310	62	—	—	0,917	182
Schlacken	37,24	109,53	0,090	6,50	—	—	3,351	242	—	—	9,858	712
Summa	57,80	170,00	—	—	1	1	2,206	1680	3	3	0,030	4858

Holzkohlen-Verbrand pro Schicht = 1,8 Mss. = 115 Pfd.; — pro 100 Ctr. besch. St. und Ofenbr. = 5,3 Mss. = 340 Pfd.
Koks- „ „ „ = 11,5 Blg. = 590 „ „ „ „ „ „ „ „ = 33,8 Blg. „ 1730 „
Röstholz- „ „ „ = 0,28 Mltr. „ „ „ „ „ „ „ = 0,8 Mltr.

Tab. IX.

Werktreiben.

Anlage.	Anlage in 1 Treiben	Anlage in 100 Ctr. Werkblei	Gehalt nach der Probe		Summa-Anlage							
					in einem Treiben				in 100 Ctr. Werkblei			
			Ag	Pb	Ag			Pb	Ag			Pb
	Centner		Quint	Pfund	Pfd.	Lth.	Quint	Pfd.	Pfd.	Lth.	Quint	Pfd.
D. versch. Werkbleie im Durchsch.	170	100	13,331	99,86	22	6	6,270	16976	13	3	3,10	9986

Ausbringen.	Ausbringen von 1 Treiben	Ausbringen von 100 Ctr. Werkblei	Gehalt nach der Probe		Summa-Gehalt in den Producten							
					von einem Treiben				von 100 Ctr. Werkblei			
			Ag	Pb	Ag			Pb	Ag			Pb
	Centner		Quint	Pfund	Pfd.	Lth.	Quint	Pfd.	Pfd.	Lth.	Quint	Pfd.
Blicksilber	0,2336865	0,137463	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Brandsilber	—	—	—	—	21	6	1,483	—	12	7	1,460	—
Herd	31,558	18,56	1,25	68	—	3	9,448	2146	—	2	3,200	1262
Vorschläge	10,265	6,04	1,00	88	—	1	0,265	903	—	—	6,040	532
Gelber Abstrich	8,736	5,14	0,25	82	—	—	2,184	716	—	—	1,285	421
Schwarzer Abstrich	4,512	2,65	0,50	78	—	—	2,256	352	—	—	1,325	207
Kaufglätte	10,793	6,35	0,23	91	—	—	2,482	982	—	—	1,460	578
Frischglätte	113,997	67,06	0,23	91	—	2	6,219	10373	—	1	5,424	6102
Summa	180,0996835	105,967463	—	—	22	4	4,337	15472	13	2	0,194	9102

Wasen-Verbrand pro Treiben = 11,25 Schock; pro 100 Ctr. Werke = 6,6 Schock.
Mergel-Verbrauch pro Treiben = 23,5 Himten; „ „ „ „ = 13,82 Himten.

Zweites Kapitel.

Kupferarbeiten.

§. 97. Kupferkiesarbeit.

Abweichungen von Alten. Hütte.

Der auf der Grube Lautenthalsglück mit Blende, Kalkspath, Bleiglanz, Quarz und Schwefelkies vorkommende Kupferkies wird theils durch Handscheidung, theils durch Verwaschen aufbereitet und hält dann 6—23 Pfd. Kupfer.

Es werden jährlich etwa 2000 Ctr. Kies fast ganz auf dieselbe Weise zugutegemacht, wie zur Altenauer Hütte; nur wird das beim Mittelsteinschmelzen etwa fallende Schwarzkupfer gedarrt, um das darin enthaltene Blei abzuscheiden und den Silbergehalt theilweise in den Pickschiefer zu bringen. Dieser uneigentlich Darren genannte Process wird auf dem Saigerherde bei starker Holzfeuerung ausgeführt, und es erfolgen dabei:

a) Darrkrätz, hauptsächlich aus Bleioxyd bestehend; kommt zum Saigerkrätzschmelzen.

b) Darrlinge, welche nach dem Abpicken silberreichen Pickschiefer, der ins Saigerkrätzschmelzen geht, und gepickte Darrlinge liefern, welche je nach ihrer Reinheit gleich auf dem kleinen Herde gaargemacht oder zuvor auf demselben verblasen werden. Beim Verblasen erhält man 2—3 Ctr. Schwarzkupfer bei einem Stechen der Form von 3—4° etwa 3 Stunden flüssig und lässt die dabei erzeugte Schlacke entweder abfliessen oder zieht sie ab. Wird der Gaarspahn etwas biegsam und nimmt eine rothe Farbe an, so ist der Process beendigt.

Man vermeidet den Fall von Schwarzkupfer beim Mittelsteinschmelzen möglichst durch schwächeres Rösten. Der Rohstein erhält nur 1, der Mittelstein 3 Feuer.

Die Dimensionen des zum Kies- und Steinschmelzen angewandten Brillenofens sind p. 312 angegeben.

Ausweis.

Die Zusammensetzung der Beschickungen und der Erfolg bei den einzelnen Schmelzungen ergiebt sich aus Nachstehendem:

1. Kupferkiesschicht:	Erfolg:
20 Ctr. gerösteter Kupferkies	9 Ctr. Rohstein mit
28,5 „ Kupfersteinschlacken	0,572 Mss. Kohlen
Schmelzzeit 5—6 Stunden.	9,870 Balg. Kokes
	0,052 Mltr. Rösteholz.

An Löhnen werden verausgabt:

für 100 Ctr. Kies zu wägen und in die Röste zu bringen	11 Ngr.	2 Pf.
„ 1 Kiesschicht zu schmelzen, dem Schmelzer	17 „	4 „
„ 1 „ „ „ „ „ Vorläufer	10 „	7 „
„ 1 „ „ „ machen, d. Schlacken vor- u. wegzul.	3 „	3 „
„ 100 Ctr. Kies in die Hütte zu laufen	4 „	— „
„ 100 „ Rohstein ins Rosthaus zu laufen	8 „	— „
„ 1 Schicht Koks und Kohlen zu laufen	— „	9 „
„ 1 Zumachen, Schmelzer- und Vorläuferlohn	20 „	4 „

2. Rohsteinschicht:	Erfolg:
36 Ctr. gerösteter Rohstein	29 Ctr. Mittelstein mit
25 Ctr. Kiesschlacken	0,65 Mss. Kohlen
Schmelzzeit 5—7 Stunden.	13,35 Balg. Koks.
	0,15 Mltr. Rösteholz.

3. Mittelsteinschicht:	Erfolg:
36 Ctr. gerösteter Mittelstein	24 Ctr. erster Spurstein
36 Ctr. Kiesschlacken	12,88 Mss. Holzkohlen
Schmelzzeit 7—7½ Stunden.	0,16 Mltr. Rösteholz.

4. Erste Spursteinschicht:	Erfolg:
36 Ctr. erster Spurstein	21,5 Ctr. zweiter Spurstein
32,25 Ctr. Kiesschlacken	3,34 „ Schwarzkupfer mit
Schmelzzeit 7—8 Stunden.	13,00 Mss Kohlen
	0,25 Mltr. Rösteholz.

5. Zweite Spursteinschicht:	Erfolg:
36 Ctr. zweiter Spurstein	18 Ctr. dritter Spurstein
38,18 Ctr. Kiesschlacken.	13,36 Ctr. Schwarzkupfer mit
	20,9 Mss Kohlen
	0,40 Mltr. Rösteholz.

6. Dritte Spursteinschicht.	Erfolg:
36 Ctr. dritter Spurstein	7,64 Ctr. vierter Spurstein
36 Ctr. Kiesschlacken.	17,45 Ctr. Schwarzkupfer mit
	18 Mss. Kohlen
	0,80 Mltr. Rösteholz.

7. Vierte Spursteinschicht:	Erfolg:
36 Ctr. vierter Spurstein	15 Ctr. fünfter Spurstein
36 Ctr. Kiesschlacken.	16 Ctr. Schwarzkupfer mit
	16,5 Mss. Kohlen
	0,75 Mltr. Rösteholz.

Löhne bei der Roh- Mittel- und Spursteinarbeit.

Für 100 Ctr. Stein zu rösten	7 Ngr	4	Pf.
„ 1 „ Steinschicht Schmelzerlohn	18 „	7	„
„ 1 „ „ „ Vorläuferlohn	12 „	—	„
„ 1 Zumachen dem Schmelzer und Vorläufer	20 „	4	„
„ 100 Ctr. Stein in die Hütte zu laufen	4 „	—	„
„ 1 Schicht zu machen, Schlacken vor- und wegzulaufen	4 „	7	„
„ 1 Schicht Kohlen und Koks zu laufen	1 „	8	„

8. Kupfergaarmachen:

100 Ctr. Schwarzkupfer geben 82 Ctr. Gaarkupfer bei einem Aufwand von 116 Mss. Kohlen. Das Darren und Verblasen der Schwarzkupfer kommt selten vor. Ein Einsatz von 2 Ctr. wird in 2½—3 Stunden gaargemacht.

An Löhnen bezahlt man beim Darren, Verblasen und Gaarmachen:

Für 1 Herd zu darren	17 Ngr.	—	Pf.
„ 1 Ctr. gedarrtes Schwarzkupfer zu picken	4 „	3	„
„ 1 Herd Schwarzkupfer zu verblasen	8 „	5	„
„ 1 Ctr. erfolgtes Gaarkupfer Gaarmacherlohn	8 „	—	„
„ 1 „ „ „ „ abzuputzen u. z. reinigen	1 „	3	„
„ 1 „ „ „ „ zu laufen und zu wägen	— „	9	„

§. 98. Krätzkupferarbeit.

Zweck. Diese Arbeit bezweckt die Zugutemachung der jährlich fallenden 400—500 Ctr. Kupferstein von den Bleisteinarbeiten auf Kupfer und Silber, und sie ist von der zur Altenauer Hütte betriebenen wenig verschieden, nur werden die durch den Frisch- und Saigerprocess entsilberten Kiehnstöcke vor dem Verblasen noch auf dem Saigerherde, ganz sowie die Mittelsteinschwarzkupfer der Kiesarbeit, gedarrt.

Ausweis. Die Betriebserfolge bei dieser Arbeit sind nachstehende:

1. Krätzkupfersteinschicht: (1. Durchstechen.)	Erfolg:
36 Ctr. Krätzkupferstein	31 Ctr. zweiter Krätzkupferstein
34,5 Ctr. Kiesschlacken	2 Ctr. Werke mit
Schmelzzeit 8 Stunden.	31 Mss. Kohlen
	½ Mltr. Rösteholz.
2. Krätzkupfersteinschicht: (2. Durchstechen.)	Erfolg:
36 Ctr. zweiter Krätzkupferstein	20 Ctr. dritter Krätzkupferstein,
36 Ctr. Kiesschlacken.	6 Ctr. Schwarzkupfer mit
	14 Mss. Holzkohlen
	½ Mltr. Rösteholz.

3. Krätzkupfersteinschicht: (3. Durchstechen.)	Erfolg:
36 Ctr. dritter Krätzkupferstein	14,5 Ctr. vierter Krätzkupferstein
36 Ctr. Kiesschlacken.	12,5 Ctr. Schwarzkupfer mit
	15 Mss. Kohlen
	1/2 Mltr. Rösteholz.

4. Krätzkupfersteinschicht: (4. Durchstechen.)	Erfolg:
36 Ctr. vierter Krätzkupferstein	12 Ctr. fünfter Krätzkupferstein
36 Ctr. Kiesschlacken.	16,5 Ctr. Schwarzkupfer mit
	11,5 Mss. Kohlen
	1/2 Mltr. Rösteholz.

Bei diesen Arbeiten bestehen folgende Löhne:

100 Ctr. Stein zu rösten	7 Ngr.	4 Pf.
1 Schicht à 36 Ctr. Kupferst. durchzustechen dem Schmelzer	26 „	7 „
1 Schicht à 36 Ctr. Kupferst. durchzustechen dem Vorläufer	17 „	4 „
1 Zumachen	20 „	4 „
100 Ctr. Stein in die Hütte zu laufen	4 „	— „
100 Ctr. Stein zu wägen und ins Rosthaus zu laufen	8 „	— „
1 Schicht zu machen incl. Schlacken vor- und weglaufen	4 „	— „
1 Schicht Kohlen und Koks zu laufen	1 „	3 „

5. Krätzkupferfrischen:

100 Frischstücke à 93 Pfd. Kupfer und 187 Pfd. Blei werden dargestellt bei 66 Mss. Kohlenverbrand.

6. Absaigern der Frischstücke.

Von 1 Herd = 13 Stück erfolgen 14 Ctr. Saigerwerke und 13,5 Ctr. Kiehnstöcke mit 3 Mss. Kohlen.

7. Darren und Picken der Kiehnstöcke.

Von 100 Ctr. Kiehnstöcken erfolgen 89 Ctr. gepickte Darrlinge und 7 Ctr. Werke mit 50 Mss. Kohlen und 3,67 Mlt. Rösteholz.

Löhne beim Frischen, Saigern und Darren:

1 Saigerstück zu machen	2 Ngr.	8 Pf.
1 Saigerstück abzusaigern	1 „	— „
1 Herd Kiehnstöcke zu darren	17 „	— „
1 Ctr. Darrlinge zu picken	1 „	3 „

8. Verblasen und Gaarmachen der Darrlinge.

100 Ctr. gepickte Darrlinge geben 61 Ctr. Krätzgaarkupfer mit 225 Mss. Kohlen und folgenden Löhnen:

1 Herd zu verblasen	8 Ngr.	5 Pf.
1 Ctr. Gaarkupfer gaarzumachen	8 „	— „

§. 99. Kupferschurarbeit.

Die Ausschurkrätze und Ofenschur von sämmtlichen Kupferschmelzarbeiten, die Verblase- und Gaarschlacken der Zweck.

Kies- und Krätzarbeit, sowie auch die sämmtlichen Gaarkrätzen werden im Krätzpochwerk aufbereitet und der davon erfolgende Kupferschurschlieg gemeinschaftlich mit dem bei den verschiedenen Kupfersteindurchstechen resultirenden Rauche in einem Krummofen verschmolzen. Als Zuschlag dienen Kies- und Bleisteinschlacken vom ersten Durchstechen.

Man erhält bei diesem Schmelzen:

a) bleiische Schwarzkupferkönige, welche gesaigert, gedarrt, gepickt, verblasen und gaargemacht werden.

b) Kupferstein; wird geröstet und mit Kiesschlacken noch einige Male durchgestochen. Die dabei gefallenen Schwarzkupfer werden gemeinschaftlich mit den gesaigerten Schwarzkupferkönigen vom ersten Schmelzen verblasen und gaargemacht. Auch unterwirft man wohl die zweite Schwarzkupfersorte vorher noch einem Darren.

Die nebenbei erfolgende Ofenschur- und Ausschurkrätze, der Kupferrauch und die Gaarherdkrätze kommen wieder zur Schurarbeit; Saigerkrätz, Darrkrätz, Pickschiefer, Gaar- und Verblasenschlacken aber zum Kupfersaigerkrätzschmelzen.

Ausweis Die Schmelzerfolge ergeben sich aus Nachstehendem:

1. Schurschicht:	Erfolg:
15 Ctr. Kupferschurschlieg	11,5 Ctr. erster Kupferschurstein
21 Ctr. Kupferrauch	3 Ctr. Werke mit
40 Ctr. Steinschlacken	18 Mss. Kohlen.
Schmelzzeit 12 Stunden.	

2. Schursteinschicht: 1. Durchstechen.	Erfolg:
	18 Ctr. zweiter Kupferschurstein
36 Ctr. Kupferschurstein	4 Ctr. Schwarzkupfer mit
36 Ctr. Kiesschlacken.	32 Mss. Holzkohlen
	0,05 Mltr. Rösteholz.

3. Schursteinschicht: 2. Durchstechen.	Erfolg:
	14 Ctr. dritter Schurstein
	8 Ctr. Schwarzkupfer mit
36 Ctr. zweiter Schurstein	30,5 Mss. Kohlen
36 Ctr. Kiesschlacken.	0,03 Mltr. Rösteholz.

4. Darren und Picken.

Von 100 Ctr. Schwarzkupfer erfolgen 90 Ctr. gepickte Darrlinge mit 31,5 Mss. Holzkohlen und 5 Mltr. Rösteholz.

5) Verblasen und Gaarmachen.

100 Ctr. Darrlinge geben 68 Ctr. Glimmerkupfer mit 225 Mss. Holzkohlen.

§. 100. Kupfersaigerkrätzarbeit.

Derselben werden die unreinsten kupferhaltigen Abfälle unterworfen, namentlich die Saigerkrätze von der Schur- und Krätzkupferarbeit, die Darrkrätze und der Pickschiefer von sämmtlichen Kupferarbeiten, ferner die Verblasen- und Gaarschlacken von der Schur- und Kupfersaigerarbeit. Zweck.

Beim Durchstechen dieser Producte mit Schlacken von derselben Arbeit oder auch mit Bleisteinschlacken vom ersten Durchstechen über einen Krummofen mit Kohlen bei heller Gicht erfolgen neben Schlacken, die wieder zu dieser Arheit oder zum Bleidreckfrischen oder auf die Halde kommen, Saigerstücke. Diese werden gesaigert, dann wegen ihres Schwefelgehalts 5—6mal geröstet und mit Kiesschlacken durchgestochen. Dabei erfolgt:

a) Glimmeriges Schwarzkupfer, welches gedarrt, gepickt, verblasen und auf dem kleinen Herd gaargemacht wird. Ist die schlechteste Kupfersorte.

b) Kupferstein. Nachdem dieser geröstet und durchgestochen, resultirt wieder glimmeriges Schwarzkupfer und Kupferstein, der ins zweite und dritte Durchstechen der Kupferschurarbeit geht.

c) Schlacke, über die Halde.

Die sonstigen Abfälle, Ausschurkrätz, Ofenschur, Hüttrauch und Gaarherdkrätze kommen zur Kupferschurarbeit; Gaarschlacken, Verblasenschlacken, Pickschiefer, Darrkrätze gehen ins Kupfersaigerkrätzschmelzen zurück.

Beim Schmelzen etc. erhält man folgende Resultate: Ausweis.

1. Kupfersaigerkrätzschicht:	Erfolg:
36 Ctr. verwaschene Krätze	9 Saigerstücke mit
36 Ctr. Steinschlacken.	24 Mss. Holzkohlen.
Schmelzzeit 12 Stunden.	

2. Absaigern der Saigerstücke.

13 Stück = 1 Herd geben 13 Ctr. Saigerblei
19 Ctr. Krätzsaigerkienstöcke mit
3,85 Mss. Kohlen.

3. Durchstechen der gerösteten Kienstöcke.

36 Ctr. Kienstöcke
36 Ctr. Kiesschlacken.

Erfolg:

8 Ctr. Kupferstein
17 Ctr. Schwarzkupfer mit
18 Mss. Kohlen und
1 Mltr. Röstcholz.

4. Darren der Schwarzkupfer.

100 Ctr. Schwarzkupfer geben 90 Ctr. gepickte Darrlinge mit 31 Mass Kohlen und 5,6 Mltr. Röstcholz.

5. Verblasen und Gaarmachen:

100 Ctr. gepickte Darrlinge geben 60 Ctr. Gaarkupfer mit 168 Mss. Kohlen.

Löhne bei der Kupferschur- und Kupfersaigerkrätzarbeit:

100 Ctr. Kupferschurschl. (Saigerkr.) in die Hütte zu laufen	11	Ngr.	2	Pf.
1 Schicht à 36 Ctr. durchzuschmelzen, Schmelzerlohn.....	18	„	7	„
1 Schicht à 36 Ctr. durchzuschmelzen, Vorläuferlohn.....	12	„	—	„
1 Schicht à 36 Ctr. Kupferstein durchzuschmelzen, Schmelzerl.	18	„	7	„
1 Schicht à 36 Ctr. Kupferstein durchzuschmelzen, Vorläuferl.	12	„	—	„
1 Zumachen	20	„	4	„
1 Schicht zu machen incl. Schlacken vor- und wegzulaufen	4	„	7	„
100 Ctr. Kupferstein in die Hütte zu laufen	4	„	—	„
100 Ctr. Kupferstein zu wägen und ins Rosthaus zu laufen...	8	„	—	„
100 Ctr. Kupferstein zu rösten und ins Rosthaus zu laufen...	7	„	4	„
1 Schicht Kohlen und Koks zu laufen.................	1	„	3	„
1 Herd Schwarzkupfer zu darren	17	„	—	„
1 Ctr. Darrlinge zu picken..........................	1	„	3	„
1 Herd Schwarzkupfer zu verblasen	8	„	5	„
1 Ctr. Gaarkupfer gaar zu machen	10	„	5	„
1 Ctr. Gaarkupfer abzuputzen und zu reinigen..........	1	„	3	„
1 Ctr. Gaarkupfer zu wägen und zu laufen....	—	„	9	„

Vierter Abschnitt.

Blei-, Silber-, Kupfer- und Arsenhüttenbetrieb zur St. Andreasberger Hütte.

§. 101. Lage, Umfang der Hütte, Erze etc.

Die etwa $^3/_4$ Stunden unterhalb der Bergstadt St. Andreasberg und an $4^1/_2$ Stunden von Clausthal entfernt gelegene Silberhütte besitzt 4 Schliegöfen, 1 Steinofen, 1 Frischofen, 2 Treiböfen, 2 Saigerherde, 1 Kupferdarrofen, 1 Verblase- oder Steintreibofen, 1 kleinen Gaarherd, 1 Arsenikröstofen, 1 Arsenikraffinirofen mit 4 Kesseln und 1 Galeerenofen zur versuchsweisen Darstellung von Realgar, ferner 1 Krätzpochwerk und 1 Gestübbepochwerk mit 3 Stempeln und 1 Rätter. Umfang.

Wegen der Verschiedenheit der Erze von den auf den andern Hütten verarbeiteten finden bei den Andreasberger Schmelzprocessen manche Abweichungen statt. Diese werden besonders veranlasst durch die Verhüttung reicher Silbererze, sogenannter Wascherze (gediegen Silber, Antimonial- und Arseniksilber, sprödes und geschmeidiges Glaserz, Rothgiltigerz, seltener Hornerz, Silberschwärze und Gänseköthig), in deren Begleitung sich nickel- und kobalthaltige Erze, silberhaltiges gediegenes Arsenik (Scherbenkobalt), Arsenikkies und Fahlerze befinden. Bleiglanz kommt in verhältnissmässig geringerer Menge zur Verarbeitung, als auf den andern Hütten. Erze.

Die üblichen Schmelzoperationen zerfallen in die Blei-, Kupfer- und Arsenikarbeiten.

Den Bleiarbeiten werden sämmtliche oben aufgeführte Blei-, Silber- und Kupfererze übergeben. Die dabei

fallenden kupferhaltigen Zwischenproducte, namentlich silberhaltige Kupferbleisteine, geben das Material für die Kupferarbeiten. Die Arsenikarbeiten bilden eine Vorarbeit für die Bleiarbeiten und bezwecken die Abscheidung des Silbers aus gediegenem Arsen durch Röstung, wobei arsenige Säure als Nebenproduct erfolgt.

Der meist hohe Silbergehalt der Erze, so wie auch das geringe specifische Gewicht der Fahlerze macht ihre Aufbereitung schwierig und eine reine Scheidung unmöglich, weshalb die angelieferten Schliege einen nicht unbeträchtlichen Theil der Gangarten und des Nebengesteins beigemengt enthalten, wodurch, namentlich bei dem Mangel an Kieselerde, für die Schlackenbildung ein ungünstiges Verhalten herbeigeführt wird. Erze mit einem Gehalt über $2^1/_2$ Pfd. Silber (Wascherze) werden nur trocken, aber möglichst rein geschieden und auf der Hütte trocken gepocht. Bleiische Stuffröste kommen in verhältnissmässig geringer Menge zur Hütte, weil der Bleiglanz selten derb und rein bricht. Die separirt aufbereiteten Arsenikschliege unterwirft man, wie angeführt, vor dem Verschmelzen einer Röstung, wobei arsenige Säure als Nebenproduct und ein Rückstand mit $^1/_2$—2 Pfd. Silbergehalt erhalten wird. In letzterer Zeit sind zwar noch Arsenikerze in der Grube vorgekommen, aber wegen ihres geringen Silbergehaltes nicht zur Hütte geschafft (bei einer Spur bis 2 Quint *Ag* im Centner). Alle übrigen Erze werden verpocht und verwaschen als Setz-, Graben-, Schwänzel-, Grobgewaschen-, Sicherherd- und Kehr-Schlieg nach der Hütte geschafft. Die reichen Erze mit über $2^1/_2$ Pfd. Silber im Ctr. werden bis auf Pfunde ausgewogen und in einer verschliessbaren Kammer auf dem Beschickungsboden aufbewahrt; alle anderen Erze werden nach Rösten oder Zehntel-Rösten übernommen und ins Schliegmagazin gebracht (p. 191). Ein Rost trockener Schlieg wiegt 36 Ctr., ein Rost nasser 36—40 Ctr. Das Probenehmen geschieht wie auf den anderen Hütten (p. 194).

Im Jahre $185^7/_8$ erfolgten bei der Aufbereitung von 582 Treiben und 3 Tonnen Erz 8,4 Röste Wascherz, 1,9 Röte Arsenikschlieg, 0,6 Röste Ocher, 19,9 Röste Fahl-

erzschlieg und 135,9 Röste Armschlieg, in Summa 166,7 Röste im Gewicht von 5954,43 Ctr. und mit einem Gehalt von 2501 Pfd. 28 Quint Silber und 2237 Ctr. 87 Pfd. Blei. Der ungefähre Metallgehalt beträgt im Ctr. 42 Quint Silber und 38 Pfd. Blei, kann aber zwischen 3 Quint bis 25 Pfd. Silber und 5—70 Pfd. Blei variiren.

Der Metallgehalt der einzelnen Schliegsorten in einem Centner, so wie die Qualität der metallischen und erdigen Beimengungen in denselben ist aus folgender Tabelle zu ersehen:

Gruben.	Wascherz Nr. I. *Ag*		*Pb*	Wascherz Nr. II. *Ag*		*Pb*	Arsenikschlieg *Ag*		*Pb*	Armschlieg *Ag*		*Pb*	Qualität der Beimengungen
	Pfd.	Lth.	Pfd.	Pfd.	Lth.	Pfd.	Lth.	Qt.	Pfd.	Lth.	Qt.	Pfd.	
Samson, Juliane Charlotte	15—16	—	13	4	7	5	3	—	3	4	5	58	Silber- u. arsenreich; bleiarm; quarzig.
Cathar. Neufang	15—16	—	20	3	2	20	3	—	3	1	1,5	16	Silber- u. arsenreich; bleiarm; Kalksp. u. Qrz. Ocher findet sich in d. Gangklüften.
Gnade Gottes, Bergm. Trost, Abendröthe	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4	70	Bleireich; silberarm; Qrz. und Kalksp.; etwas Blende.
St. Andreaskreuz	15—18	—	11	—	—	—	—	—	—	1	0,5	57	Bleireich; silberarm; viel Qrz. u. Kalksp., etwas Blende und Fahlerz.
Felicitas	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1	2,5	34	Viel Fahlerz; Kupferkies Qrz. u. Kalkspath, wenig Bleiglanz.

Die Anlagen IX und X enthalten einen Stammbaum von den Andreasberger Hüttenarbeiten, Anlage XI einen Nachweis über Production und Materialverbrauch.

Erstes Kapitel.

Bleiarbeit.

§. 102. Allgemeines.

Abweichungen.

Die Abweichungen bei der hiesigen Bleiarbeit werden hauptsächlich dadurch herbeigeführt, dass man mit dem Bleiglanz antimon- und arsenhaltige Silber- und Kupfererze verschmilzt. Es beruht darauf die Eintheilung der Schliegarbeit in die reiche und arme, so wie der grössere Fall von Kupferstein. Der Antimon- und Arsengehalt desselben erfordert ein öfteres Rösten und Durchstechen, so wie auch ein Verblasen des Steines, um ein verkäufliches Kupfer daraus zu erzielen.

Die Bleiarbeiten zerfallen in die Schlieg-, Stein- und Krätzarbeit, das Abtreiben, Glättefrischen und Abstrichfrischen.

§. 103. Schliegarbeit.

Eintheilung.

Das jährlich zur Anlieferung kommende Schliegquantum von 220 Rösten, darunter 8—10 Röste Wascherz, selten jetzt auch einige Röste Arsenikschlieg, wird in 4 Abschnitten und der dabei fallende Stein in 2 Abschnitten verschmolzen.

Die Zutheilung der reichen Schliege und der Arsenikrückstände zu den Abschnitten geschieht beliebig, und die Fahlerze werden nicht mehr für sich verhüttet. Letzteres geschah früher, um dieselben gleich auf einen Kupferstein zu verschmelzen. Bei ihrem nicht unbedeutenden Bleigehalt erhielt man aber nur kupferigen Bleistein. Da dieselben ausserdem den Schmelzgang sehr befördern und sie auf diese Weise den übrigen Beschickungen entzogen werden, so geht die übrige Arbeit zu strenge. Man schlägt deshalb die Fahlerze bei den Bleiarbeiten zu. Zum Ausbringen des Silbers, Bleies und Kupfers aus dem in 4 solchen Abschnitten verschmolzenen Erzquantum sind 2 bis 2½ Jahre erforderlich.

Eine weitere Eintheilung der Schliegarbeit ist die in arme und reiche. Der reichen werden solche Erze unterworfen, welche 2½—10 Pfd. Silber im Ctr. enthalten; sind sie noch reicher, so werden sie beim Abtreiben mit zuge-

setzt (eingetränkt). Alle andern Erze kommen zur armen Arbeit. In den Jahren 1845—1858 betrug der Silbergehalt in 1 Ctr. armen Schlieg durchschnittlich 16 Quint, in reichem Schlieg 4 Pfd. 3 Lth. 2 Quint.

Der variable Gehalt der Schliege an Silber und Blei, sowie die Beimengung bedeutender Quantitäten unhaltigen Gesteins und fremder Metalle macht das Gattiren schwieriger, als auf den andern Hütten. Die reichen strengflüssigen Schliege werden in Maschen von 10—20 Rösten mit bleireichen leichtflüssigen Schliegen von den vereinigten Gruben und Andreaskreuz rostweise übereinander gestürzt, oberflächlich in so viele Abtheilungen getheilt, als die Masche Röste enthält und je 1 Rost zur Beschickung vorgelaufen. Arme Schliege gattirt man für sich und theilt ihnen wohl die Arsenikrückstände in Quantitäten von 10—12 Ctr. auf je einen Rost zu. Gattiren.

Der Bleigehalt der bleiischen Schliege reicht nicht hin, um den Silbergehalt zu decken, weshalb noch bedeutende Mengen bleiischer Zuschläge (Glätte, Abstrich) gegeben werden müssen, deren Quantität sich nach dem Silbergehalt der Masche richtet. Dieser wird nach der Probe ausgemittelt und danach ein solcher Zusatz an bleiischen Producten gegeben, dass auf 1 Quint Silber 2—3 Pfd. Blei bei der reichen und 4—5 Pfd. Blei bei der armen Arbeit kommen. Eine reiche Masche bestand z. B. aus 2,2 Rösten Samson, 1,8 Rösten Juliane Charlotte, 1,9 Rösten Catharina Neufang, 6,1 Rösten Vereinigte Gruben und 6 Rösten Andreaskreuz, in Summa 18 Rösten mit 368 Pfd. 3 Lth. Silber und 315 Ctr. Blei oder in 1 Rost 20 Pfd. 4 Lth. 6 Quint Silber und 17 Ctr. 50 Pfd. Blei. Der erforderliche Zuschlag betrug pro Rost 36 Ctr. Glätte und 8 Ctr. Abstrich mit etwa 38 Ctr. Blei, wonach auf 20 Pfd. 4 Lth. 6 Quint Silber 55 Ctr. 50 Pfd. Blei oder auf 1 Quint Silber 2,6 Pfd. Blei kommen. — Eine arme Masche bestand aus 2,7 Rösten Samson, 3,3 Rösten Neufang, 2 Rösten Felicitas, 6,7 Rösten Vereinigte Gruben, 3,3 Rösten Andreaskreuz, in Summa 18 Rösten mit 121 Pfd. 9 Lth. 3 Quint Silber und 324 Ctr. 36 Pfd. Blei, also mit 6 Pfd. 7 Lth. 7 Quint Silber und 18 Ctr. 2 Pfd. Blei pro Rost. Zu 1 Rost sind vorgeschlagen 10 Ctr. Glätte Beschicken.

und 8 Ctr. Abstrich mit etwa 15 Ctr. Blei, es kommen demnach auf 6,77 Pfd. Silber 33 Ctr. 2 Pfd. Blei, oder auf 1 Quint Silber 4,9 Pfd. Blei.

Der Zuschlag an Eisen (pro Rost $3\frac{1}{2}$—5 Ctr.) ist etwas grösser, als auf den andern Hütten, weil neben dem Schwefel auch Arsen — an Silber gebunden — durch dasselbe abgeschieden werden soll (p. 378). Da man nun durch die kleine Probe den relativen Gehalt an Arsen und Blei aus dem erfolgenden Bleikönig nicht bestimmen kann, so muss der nöthige Eisenzuschlag durch Versuche ausgemittelt werden, während auf den andern Hütten die stöchiometrische Rechnung zu Hülfe genommen werden kann. Man normirt ihn gewöhnlich so, dass der Erfolg an Werkblei den an Bleistein etwas übertrifft.

Die Qualität und Quantität der zuzuschlagenden Schlacken variirt je nach dem Ofengange und der betreffenden Arbeit, ist aber weit beträchtlicher (24 bis 30 Karren à $2\frac{1}{2}$ Ctr. pro Rost), als auf Clausthaler und Altenauer Hütte (14—18 Karren), weil eine bedeutende Menge schwerschmelzigen unhaltigen Gesteins zu verschlacken ist.

Bei dem Mangel an Kieselerde sind die erfolgenden Schliegschlacken kaum Singulosilicate, die Steinschlacken Subsilicate, wodurch im Allgemeinen ein unreinerer Ofengang veranlasst wird. Man steigert den Zuschlag der hitzigen Steinschlacken wegen ihrer günstigen Einwirkung auf den Schmelzgang möglichst hoch. Die eisenoxydulreichen heissgrädigen Schlacken vom ersten Steindurchstechen werden bei dem Ueberschuss an Basen namentlich durch den Kalk zersetzt, und das ausgeschiedene Eisenoxydul wirkt entweder direct oder nachdem es sich zu Metall reducirt hat, entschwefelnd auf den Bleiglanz, ausserdem machen diese Schlacken den Ofengang hitzig, geben aber leicht zu einem Bühnen Veranlassung; die Schliegschlacken und Steinschlacken von späteren Durchstechen (Durchstechschlacken) befördern mehr die Auflösung der Gangmassen, machen das Schmelzen ruhig und geben eine reinere, mehr glasige Schlacke. Auch werden Glätt- und Abstrichfrischchlacken zur Gewinnung ihres Metallgehalts

zugeschlagen. Bei dem bedeutenden Gehalte der Beschickung an oxydirtem Blei und dem erforderlichen hohen Schlackenzusatz fallen die Schliegschlacken bleireicher aus, als auf den andern Hütten. Sie halten 8—12 Pfd. Blei nach der dokimastischen Probe.

Die einzelnen Lagen einer beschickten Schicht sind in folgender Weise angeordnet: 1/4 Schlacken, 1/3 gattirter Schlieg, 1/3 Eisen und bleiische Vorschläge, 1/4 Schlacken, 1/3 Schlieg, 1/3 Eisen und bleiische Vorschläge und 1/4 Schlacken zu oberst. Das Gewicht einer armen Schicht beträgt 116 bis 117 Ctr., einer reichen etwa 140 Ctr.

Die Schmelzöfen p. 304) weichen hinsichtlich des Zumachens etwas von denen auf den andern Hütten (p. 309) ab, um die bei der basicheren Beschickung öfters entstehenden Ansätze besser aus dem Herd ausräumen zu können. Schmelzöfen.

Beim Anhängen des Ofens füllt man denselben bis zur Höhe des Beschickungsbodens voll Kohlen, giebt dann von den vorgestürzten 6 Karren reinen Schliegschlacken 4 reine Schlackensätze (ein Füllfass Kohlen und einen Trog Schlacken) behuf der Nasenbildung auf, hierauf 1 Füllfass Kohlen, 1 Trog Schlacken und 1 Trog Beschickung, so lange, bis die vorgestürzten 6 Karren Schliegschlacken verbraucht sind, dann abwechselnd 1 und 2 Tröge Beschickung, später 2 Tröge Beschickung auf 1 Füllfass Kohlen, so dass auf 1 Pfd. Kohle 5—7 Pfd. Beschickung zu rechnen sind.

Der bedeutende Arsen- und Antimongehalt, so wie der Mangel an Kieselerde in der Beschickung macht die Schliegarbeit schwierig. Man verarbeitet mit jedem Ofen zuerst eine arme Schicht, damit sich die Nase bildet und die Störungen, die im Anfang der Arbeit immer vorkommen, dabei beseitigt werden; dann fährt man mit einer reichen so lange fort, als der Ofen noch gut geht, und schliesst, sobald durch eintretende Unregelmässigkeiten beim Schmelzen Verluste zu befürchten sind, mit armer Beschickung. Bei der reichen Arbeit muss das Schmelzen sehr langsam und vorsichtig geführt werden, weil bei raschem Gange durch zu rapide Arsenverflüchtigung ein bedeutender Silberverlust Schmelzgang.

entstehen würde. Während man auf Clausthaler Hütte in 24 Stunden 2—2½ Röste durchsetzt, verschmilzt man hier in derselben Zeit nur ½—¾ Rost. Ausserdem erschwert das Arsen die Nasenbildung und gibt zur Erzeugung von Ofenbrüchen Veranlassung, welche ein Hängenbleiben des Satzes herbeiführen und deren Anhäufung nur 2—3 wöchentliche Campagnen gestattet. In der grössten Hälfte derselben muss die Beschickungssäule niedergestockelt werden. Die Arsenikrückstandarbeit geht am schlechtesten und gestattet in der Regel nur 14tägige Campagnen; am wenigsten Schwierigkeiten macht das Verschmelzen der Fahlerze mit bleireichen Rösten.

Die Nase wird 14—18″ lang gehalten, weil die strengflüssige Beschickung einen engern Schmelzraum erfordert. In neuerer Zeit sind 2 Oefen von der Vorwand nach der Form zu um 6″ kürzer gemacht, in Folge dessen die Nasenführung erleichtert und der Schmelzgang verbessert ist. Bei der reichen Schliegarbeit kommen nach den Manometer-Beobachtungen von A. Eicke bei 18‴ Düsendurchmesser und 10,7‴ Quecksilberpressung pro Minute 146 Cbf. Luft in den Ofen.

Producte. Beim Schliegschmelzen resultiren folgende Producte:

1) Werkblei, sehr spröde, antimon- und arsenreich, mit 35—40 Qt. Silber bei der reichen und mit 10—20 Qt. bei der armen Arbeit. Hat wegen seiner Unreinheit eine rauhe Oberfläche und kommt zum Treiben.

2) Stein, sehr antimon- und arsenreich, mit 30—50 Pfd. Blei und 15—24 Qt. Silber bei der reichen und mit 30—40 Pfd. Blei und 9—15 Qt. Silber bei der armen Arbeit. Wird geröstet der Steinarbeit übergeben.

3) Speise, setzt sich bisweilen in geringer Menge zwischen Stein und Werkblei ab.

4) Schlacke mit 8—12 Pfd. Blei und 0,15 Qt. Silber; ist sehr kalkhaltig und nicht viel saurer, als die Steinschlacke, was auf ein Missverhältniss in der Beschickung hindeutet. Nur wenn die Schliegschlacke saiger und die Steinschlacke frisch ist, kann man den Schmelzprocess durch den Zuschlag der einen oder andern Schlackenart gehörig einrichten. Kommt theils zur Steinarbeit, theils auf die Halde.

5) Ofenbrüche, werden ungeröstet beim ersten und zweiten Steindurchstechen zugeschlagen.

6) Hüttenrauch und Ofenschur kommen zur Krätzarbeit.

Im Jahre 185⁵/₆ wurden 217 Röste, von denen 4,1 Röste Wascherz und 15,1 Röste Arsenikschlieg waren und 32,63 Ctr. reicher Schlieg eingetränkt wurden, in 201 beschickten Schichten bei einem Metallgehalt von 2228 Pfd. 5 Lth. 1 Qt. Silber und 2836 Ctr. 8 Pfd. Blei und bei einem Zuschlag von 3502 Ctr. Glätte, 1736 Ctr. Abstrich und 828 Ctr. Eisen verschmolzen. Es erfolgten davon in 1057 zwölfstündigen Schichten bei einem Aufwand von 8120 Mss. Kohlen: 3852 Ctr. Bleistein und 5787 Ctr. Werkblei, welche beim Vertreiben mit 407 Schock Waasen, 903 Himt. Asche und 312 Himt. Mergel 1931 Pfd. 1 Lth. 2 Qt. Blick- oder 1794 Pfd. 2 Lth. 2 Qt. Brandsilber, 2567 Ctr. Glätte, 1159 Ctr. Herd und 2562 Ctr. Abstrich lieferten. Das Silberausbringen bei der Schliegarbeit betrug 80,5 %, was sehr viel ist und daher rührte, dass viel reicher Schlieg eingetränkt wurde. Gewöhnlich beträgt das Ausbringen nur 60%. Die Arbeit geht, zum Unterschiede von den andern Hütten, nicht im Accord, sondern im Tagelohne. Schmelzer und Vorläufer machen wöchentlich 6 zwölfstündige Schichten, wobei ersterer für jede 15 Ngr., letzterer 12 Ngr. 5 Pf. erhält. Ausserdem bekommen sie für das Zumachen und Ausblasen des Ofens 1 zwölfstündige Schicht. Ausweis.

Neuerdings sind mit den Andreasberger Erzen folgende hauptsächliche Versuche abgeführt: Versuche.

1) Verschmelzen der Andreasberger Erze mit bleireichen und kieseligen Erzen. In Folge des langsamen Schmelzens, des dadurch herbeigeführten grössern Aufwandes an Material und Löhnen, so wie durch das übliche Steinverblasen werden die Schmelzkosten fast bis aufs Doppelte von denen der übrigen Oberharzer Hütten erhöht. Dieser Umstand, so wie das wegen mangelnden Bleies in der Beschickung gegen die Probe zu gering ausfallende Silberausbringen und der Mangel an Kieselerde in der Beschickung hat zur versuchsweisen Verhüttung der Andreasberger Schliege auf Altenauer Hütte Veranlassung gegeben.

Das Silberausbringen war, wie wegen des bedeutenden Bleigehaltes der Altenauer Geschicke a priori zu vermuthen stand, grösser, der Aufwand an Schmelzmaterialien nicht viel bedeutender, als beim gewöhnlichen Altenauer Schmelzen, und dieses ging ohne erhebliche Schwierigkeiten vor sich; dagegen wurden die Producte arsenhaltig. Es kommt demnach zur Frage, ob es vortheilhatter ist, bleireiche und am besten kieselige Schliege von den andern Oberharzer Gruben nach Andreasberg zu schaffen, wo ausserdem die Kohlen billiger sind, oder die reichen Andreasberger Schliege auf Altenauer Hütte zu verschmelzen.

Ein Versuch der ersteren Art ist im Jahre $185^{4}/_{5}$ angestellt, indem man bleireiche und quarzige Erze von der Grube Bergmannstrost bei Clausthal auf Andreasberger Hütte mit dasigen Schliegen verschmolzen hat. Es wurden angeliefert: $79^{1}/_{12}$ Röste Stuff = 3014 Centner altes Gewicht, mit einem Gehalte von 349 Mrk. 5 Lth. Silber und 1414 Ctr. 55 Pfd. Blei, also pro Centner mit $1^{7}/_{8}$ Lth. Silber und 47 Pfd. Blei.

Wurden diese Stuffschliege in geringen Quantitäten dem Schmelzen beigegeben, so war ihr Einfluss günstig. In grösserer Menge verursachten sie ein steifes Schmelzen, die Schlacke wurde sehr zähe, es naste stark und konnten deshalb nur schwache Sätze aufgegeben werden. Für die Steinarbeit waren die von diesem Schmelzen gefallenen Schlacken von gutem Einfluss. Da die Schuld hieran auf den übergrossen Quarzgehalt geschoben werden musste, so half man sich durch einen stärkeren Zuschlag von basischen Steinschlacken.

Ein angestellter Versuch, diesen Quarzgehalt durch Eisenfrischschlacken zu neutralisiren, kann nicht als beachtenswerth angesehen werden, weil man es statt mit Eisenfrischschlacken mit Eisenschurren vom Schweissfeuer zu thun hatte, und diese bestehen grösstentheils aus metallischem Eisen.

2) Anwendung von Holz im Gemenge mit Holzkohlen beim Schliegschmelzen. In den Jahren 1856 und 1857 wurden bei dem eingetretenen Kohlenmangel lufttrockene Waasen in 5 Zoll langen Knüppeln beim Schlieg-

und Steinschmelzen als Surrogat für einen Theil Holzkohlen angewandt. Von dem Ausfall dieser Versuche[1]) war p. 238 die Rede.

§. 104. Steinarbeit.

Rösten des Steines.

Sämtlicher Bleistein wird in zwei Abschnitten (1 und 2, 3 und 4) verarbeitet und zwar wird die 4—5malige Röstung desselben, die ganz ähnlich wie auf den andern Hütten geschieht, von zwei Arbeitern verrichtet, welche für 100 Ctr. Stein zu wenden 8 Ngr. 8 Pf. erhalten. Der Bleistein schmilzt beim Rösten wegen seines bedeutenden Gehaltes an Arsenikeisen leicht zusammen und hat wegen Mangels an Schwefeleisen wenig Neigung, von selbst fortzurösten.

Es erzeugt sich beim Steinrösten, ähnlich wie zu Oker, häufig arsenige Säure in octaëdrischen Krystallen oder auch in rindenförmigen und stalactitischen Gestalten. Zuweilen sind die Krystalle von beigemengtem Realgar und Rauschgelb roth oder gelb gefärbt, ähnlich wie das auf der Grube Catharine Neufang vorkommende schlackige Rauschgelb.

Erstes Steindurchstechen.

Die Beschickung weicht von der der anderen Hütten in mehrfacher Beziehung ab. Es sind nämlich zur möglichst vollständigen Ausziehung des Silbers aus dem Stein viel bleiische Vorschläge erforderlich, und ein Roheisenzusatz findet gar nicht statt, weil die dadurch veranlasste Bildung von Schwefeleisen den Rückhalt an Silber im Stein erhöhen und die Steinschlacken dann noch basischer werden würden, als sie es schon sind. Jede Vermehrung der Basen wirkt aber bei dem Mangel der Andreasberger Geschicke an Kieselerde nur unvortheilhaft auf den Schmelzgang. Bei der reichen Arbeit besteht eine beschickte Schicht aus 33 Ctr. geröstetem Stein, 20—24 Ctr. bleiischen Vorschlägen (gewöhnlich Herd und Abstrich, nur wenn ersterer nicht hinreichend vorhanden ist, auch wohl Glätte) und 37—38 Ctr. unreinen Schliegschlacken; bei der armen Arbeit nimmt man dieselbe Quantität Stein und Schlacken, aber nur 12—16 Ctr. Vorschläge. Beim ersten und zweiten

[1]) Freiberg. Berg- und Hüttenm. Ztg. 1860, Nr. 10.

Durchstechen werden auch noch je nach dem Vorrathe auf 1 Schicht 1—3 Ctr. ungeröstete Ofenbrüche zugeschlagen.

Als Schmelzöfen dienen die gewöhnlichen Schliegöfen und auch Krummöfen von den p. 306 angegebenen Dimensionen. Im Hohofen fallen von derselben Beschickung weniger Werke und mehr Stein, als im Krummofen, wahrscheinlich deshalb, weil die im Krummofen sich verflüchtigenden Stoffe im Hohofen wieder mit dem Schmelzgut in Berührung kommen und dann in den Stein gehen. Das Schmelzen geschieht bei 14—16″ langer Nase. Eine Schicht von circa 100 Ctr. Gewicht wird nicht ganz in 24 Stunden von 2 Arbeitern, welche dieselben Löhne wie die beim Schliegschmelzen erhalten, weggearbeitet. Es kommen pro Minute bei 18‴ Düsendurchmesser und 12,9‴ Quecksilberpressung etwa 159 Cbf. Luft in den Krummofen, und bei 14‴ Düsendurchmesser und 14,6‴ Pressung 102 Cbf. Luft in den Hohofen, und es machen die Oefen 3—5 wöchentliche Campagnen. Durch starkes Bühnen wird der Ofengang oft gestört.

Das erzeugte Werkblei mit 15—20 Qt. Silber ist seiner Unreinheit wegen sehr matt, erstarrt leicht und muss rasch ausgekellt werden; der Stein mit 9—12 Qt. *Ag* und 50—60 Pfd. *Pb* bildet eine dickflüssige, mussige Masse, welche leicht erstarrt und sich dann nicht gehörig vom Werkblei sondert. Er lässt sich nicht in Scheiben abheben, sondern muss mittelst eines Streichholzes vom Werkblei abgezogen werden. Besonders durch den Zuschlag des Abstrichs wird der Stein antimonhaltig, weshalb man ersteren zweckmässiger beim Schliegschmelzen zusetzt, weil dann das Antimon durch mehrmalige Röstung des Schliegsteines besser zu entfernen ist.

Zweites bis viertes Steindurchstechen.

Bei den folgenden Steindurchstechen verwendet man um so weniger bleiische Zuschläge, je mehr der Silbergehalt abnimmt. Der Stein wird immer kupferreicher und hitziger, verliert allmälig seine mussige Beschaffenheit und sondert sich besser vom Werkblei. Die Schlacke wird wegen abnehmenden Eisengehaltes immer steifer und glasiger, das Bühnen ist weniger zu fürchten und der Ofen gestattet 3—6 wöchentliche Campagnen.

Rauhes Steinverblasen.

Der beim vierten Durchstechen fallende Bleistein (Rauhstein) wird zu verschiedenen Malen bei Zutritt von Gebläseluft eingeschmolzen und längere Zeit flüssig erhalten, um Antimon und Arsen durch Verflüchtigung und Verschlackung abzuscheiden. Der zu dieser Operation (Steintreiben) dienende Gebläseflammofen (Steintreibofen) ist einem Treibofen ähnlich (p. 327).

Auf den von ordinairem Gestübbe (1/3 Thonschiefermehl und 2/3 Kohle) geschlagenen Herd werden beim ersten oder rauhen Verblasen 40 Ctr. Stein eingesetzt, und zwar in die Nähe der Feuerbrücke und in die Hölle, dann eingeschmolzen und der Wirkung des Gebläses so lange (8—10 Stunden) ausgesetzt, bis sich die in reichlicher Menge erzeugten Metalldämpfe allmälig verlieren. Nachdem die auf der Oberfläche sich bildende schlackige Masse mit dem Streichholze entfernt ist, öffnet man die Brust, lässt das Schmelzgut in einen Stechherd und von da auf die Hüttensohle ablaufen und erkalten. Es erfolgen bei einem Aufwand von 3—4 Schck. Waasen 1—4 Ctr. Werkblei (durch Einwirkung der Kohle im Gestübbe auf das gebildete Bleioxyd erzeugt und im Stechherd sich ansammelnd) und 34—38 Ctr. sogenanntes Schlackenzeug, worunter man das mit dem Streichholz Abgezogene sowohl, als das Abgezapfte versteht.

Durchstechen des Schlackenzeuges.

Dieses wird im Krummofen mit unreinen Schliegschlacken und bleiischen Vorschlägen durchgesetzt und der neben Werkblei und Durchstechschlacke erfolgende Stein (guter Stein) dem zweiten oder guten Verblasen in Chargen von 50 Ctr. übergeben. Man feuert ihn ebenfalls flüssig und lässt das Gebläse unausgesetzt 12—16 Stunden lang wirken. Haben sich die Dämpfe etwas vermindert und ist die schaumige Schlacke entfernt, so nimmt man mit einer Kelle Schöpfproben und beobachtet den Bruch des erstarrten Steines. Dieser ist anfangs grobkörnig, geht dann ins Strahlige und zuletzt ins Feinkörnige über, bei welcher Beschaffenheit man seine Concentration für hinreichend hält und das Treiben abzapft. Man erhält hierbei 1—4 Ctr. Werkblei (zum Abtreiben), 10—16 Ctr. Kupferstein mit 20—25 Pfd. Kupfer und 6—9 Qt. Silber

Gutes Verblasen.

(zur Kupferarbeit) und 26—30 Ctr. Schlackenzeug (zum Schlackenzeugdurchstechen), welches von Zeit zu Zeit mit dem Streichmeissel abgezogen ist. Der Waasenaufwand beträgt 4—5 Schock und ein Gestübbeherd hält 8—10 Treiben aus. Man braucht bei 28‴ Quecksilberpressung und 19‴ Düsendurchmesser pro Min. 255 Cbfss. Luft.

Steintreibausweis. Beim 1. und 2. und beim 3. und 4. Steinabschnitt des Jahres 185⁷/₈ sind verblasen: 640 Ctr. rauher Stein und davon erfolgt: 26 Ctr. Werke und 544 Ctr. Schlackenzeug bei einem Aufwand von 55 Schock Waasen.

Beim Durchstechen des Schlackenzeugs vom 1. und 2. Verblasen resultirten 1300 Ctr. guter Stein, welche beim zweiten Verblasen 44 Ctr. Werkblei, 711 Ctr. Schlackenzeug und 378 Ctr. Kupferstein bei einem Aufwand von 137 Schock Waasen lieferten. Beim Verblasen sind 2 Mann, ein Treiber und ein Schürer, beschäftigt; ersterer erhält für ein Treiben 1 Thlr. 16 Ngr. 4 Pf., letzterer 23 Ngr. 2 Pf.

Hauptausweis. Beim 1. und 2. und beim 3. und 4. Steinabschnitt 185⁷/₈ sind auf 250 beschickte Schichten à 33 Ctr. gerösteten Stein vorgeschlagen: 2833 Ctr. Herd und 1157 Ctr. Abstrich. Es erfolgten davon in 784 zwölfstündigen Schichten à 27 Ngr. 5 Pf. bei einem Aufwand von 4150 Maas Kohlen und 145 Mltr. Rösteholz 378 Ctr. Kupferstein mit 20—25 Pfd. Kupfer und 6—9 Qt. Silber und 3524 Ctr. Werkblei, welches wieder 732 Pfd. 49 Qt. Blick- und 675 Pfd. 26 Qt. Brandsilber, 1726 Ctr. Glätte, 703 Ctr. Herd und 1390 Ctr. Abstrich bei einem Aufwand von 438 Schck. Waasen, 542 Ht. Asche und 181 Ht. Mergel lieferte.

§. 105. Krätzarbeit.

Zweck. Sie bezweckt die Zugutemachung der jährlich fallenden 30—40 Rost zu Schlieg gezogenen Abfälle von den Bleiarbeiten und des Hüttenrauchs, dessen Menge etwa 0,8 Prct. vom verarbeiteten Schliegquantum beträgt. (Im Jahre 185⁷/₈ erfolgten von 192,1 verarbeiteten Schliegrösten 2 Röste Rauch.)

Beschickung. Eine beschickte Schicht besteht aus 36 Ctr. Hüttrauch und Krätzschlieg (mit 30—40 Pfd. Blei und 4—20 Qt. Silber), 4 Ctr. Glätte, 8 Ctr. Abstrich, 2 Ctr. Eisen, 20 Karren Stein-

schlacken vom ersten Durchstechen und 10 Karren von den späteren Durchstechen.

Schmelzgang. Das Schmelzen geht leichter, als beim Schlieg; man setzt alle 24 Stunden häufig etwas mehr als eine Schicht durch. Eine Campagne dauert 5–6 Wochen.

Producte. Eine im Schliegofen in 24 Stunden durchgesetzte Schicht liefert folgende Producte:

1) 10–20 Ctr. Werkblei mit 10–20 Qt. Silber im Ctr. zum Abtreiben.

2) Speise, oft bis 1/2 Zoll dick zwischen Werkblei und Stein abgelagert.

3) 4–6 Ctr. Krätzstein mit 20–30 Pfd. Blei und 4–10 Qt. Silber, welcher mit dem rauhen Stein vom vierten Steindurchstechen zum ersten Verblasen kommt.

4) Schlacken, in der Regel zähe, mit schwarzem glänzenden Bruche (8–10 Pfd. Blei und 0,1–0,15 Q. Silber).

Ausweis. Im Jahre 185 7/8 erfolgten von 52 3/4 Rösten Krätzschlieg und 3 1/4 Rösten Rauch in 56 beschickten Schichten bei einem Aufwand von 1400 Mass Kohlen, 100 Schock Waasen, 128 Ht. Asche, 58 Ht. Mergel, und bei einem Zuschlage von 80 Ctr. Glätte, 224 Ctr. Abstrich und 112 Ctr. Eisen: 950 Ctr. Werkblei, — wovon wieder 118 Pfd. 71 Qt. Blick- oder 109 Pfd. 44 Qt. Brandsilber, 460 Ctr. Glätte, 206 Ctr. Herd und 367 Ctr. Abstrich resultirten — und 360 Ctr. Krätzstein. Dieser lieferte in 9 Verblasen bei einem Aufwande von 35 Schock Waasen: 21 Ctr. Werkblei, welche in obigen 360 Ctr. mit inbegriffen sind, und 320 Ctr. Schlackenzeug, welches der Steinarbeit de 185 7/8 übergeben wurde.

§. 106. Treibarbeit.

Abweichungen. Die Andreasberger Treibarbeit weicht in mehrfacher Beziehung von der der andern Hütten ab. Der Herd des Treibofens (p. 321) fasst nur 100 Ctr., zum Herdschlagen dient Mergel und Aescher (p. 322), und zwar nimmt man 16 Ht. alten Mergel vom vorhergehenden Treiben, 7 Himt. frischen Mergel, 8 Himt. frische Asche und 1 Himt. Thonschiefer, welchen letzteren man aber wahrscheinlich wieder weglassen wird, weil sich derselbe nicht zu bewähren scheint.

Die Andreasberger Werke sind sehr unrein, in Folge dessen strengflüssiger, als auf den andern Hütten, und erfordern ein schärferes, stechenderes Gebläse, um das Treiben gehörig durcheinander zu bringen und die Verschlackung und Verflüchtigung des Antimons und Arsens zu befördern. In Folge dessen erhöht sich der Verbrauch an Waasen und die Production an Abstrich. Sobald dieser entfernt und die Glättperiode eingetreten ist, wird das Treiben dem der andern Hütten mehr ähnlich, jedoch ist die Glätte stets unreiner, erfordert mehr Hitze, um nicht zu erstarren, und gestattet wegen der schärfern Feuerung nicht die Bildung von Glättbatzen. Sie läuft über die Brust auf die Hüttensohle hinab, wird mit einer Schaufel zur Seite geworfen, zerfällt beim Erkalten nicht, giebt also wenig rothe Kaufglätte und lässt sich nur schwierig zerkleinern.

Eintränken reicher Silbererze.

Eigenthümlich ist die hier gebräuchliche Methode, reiche Silbererze mit einem Silbergehalt von 10 Pfd. und darüber beim Treiben armer Werke einzutränken. Sobald der Abstrich anfängt, in Glätte überzugehen, stellt man das Gebläse ab, streut den reichen Schlieg in Quantitäten von 1—2 Ctr. in einer eisernen Kelle aufs Treiben und feuert etwa 1 Stunde scharf. Das Erz röstet hierbei ab, sein Silbergehalt senkt sich ins Blei, es kommt Alles in dünnen Fluss und die erdigen Bestandtheile geben bei gleichzeitig angelassenem Gebläse eine Schlacke, welche mit dem Streichholz abgezogen und bei einem grösseren Gehalt an Silber der Schlieg- oder Steinarbeit vorgeschlagen wird. Dann nimmt das Treiben seinen gewöhnlichen Verlauf.

Der Treiber erhält für einen Centner Schlieg einzutränken 13 Ngr. 4 Pf., der Schürer 8 Ngr.

Ausweis.

Von einem Treiben zu 100 Ctr. fallen bei einem Verbrauch von 8 Ht. Asche, 8 Ht. Mergel und 6—7 Schock Waasen: 40—50 Ctr. Abstrich mit 70—80 Pfd. Blei und 0,5—0,8 Qt. Silber, 40—50 Ctr. Glätte mit 88—90 Pfd. Blei und 0,5—0,7 Qt. Silber, 16—24 Ctr. Herd mit 60—70 Pfd. Blei und 1—4 Qt. Silber, 15—25 Pfd. Silber bei armen Werken und 30—50 Pfd. bei reichen.

Die Glätte wird zum geringsten Theile verfrischt, zum

grössten bei den Schmelzarbeiten wieder vorgeschlagen; der Abstrich geht theils ins Schmelzen zurück, theils wird er auf Hartblei verfrischt; Herd wird hauptsächlich bei der Steinarbeit vorgeschlagen.

Ein Treiben von 100 Ctr. (wegen Unreinheit der Werke nicht grösser genommen) dauert 18—20 Stunden, nämlich das Herdmachen und Einsetzen der Werke 2—3 Stunden, das Einfeuern 2—3 Stunden, das Weichfeuern 2—3 Stunden, die Abzugbildung 4 Stunden, die Glättperiode 8—9 Stunden. Der Treiber erhält pro Centner Werkblei abzutreiben $10^{5}/_{6}$ Pf., der Schürer $5^{5}/_{12}$ Pf. Der Bleiverlust beträgt 10—13%.

Im Jahre $185^{8}/_{9}$ erfolgten von 10439 Ctr. Werkblei bei einem Verbrauche von 1029 Schock Waasen, 1825 Ht. Asche, 468 Ht. Mergel: 2705 Pfd. 2 Lth. 4 Qt. Blicksilber oder 2507 Pfd. 8 Lth. 8 Qt. Brandsilber, 4863 Ctr. Glätte, 2164 Ctr. Herd und 4420 Ctr. Abstrich. Eingetränkt wurde 1 Rost = 32 Ctr. 63 Pfd. Wascherz mit 719 Pfd. 5 Lth. 1 Qt. Silber.

§. 107. Glättefrischen.

Das Frischen geschieht wie auf den andern Hütten, und zwar in einem Spurofen mit verdecktem Auge (p. 310). Gewöhnlich wird nur Glätte von armen Treiben verfrischt; die von reichen geht in die Schmelzarbeiten zurück. Ein Anhalten bei der Arbeit giebt das Ansehen der Schlacke; dünne leichtflüssige Schlacke deutet auf zu geringen, sehr zähe, helle, poröse und schwammige Schlacke auf zu hohen Satz. Es kommen bei 15‴ Düsendurchmesser und 17,5‴ Pressung pro Minute etwa 128 Cbfss. Luft in den Ofen. Verfahren.

Die bei der Arbeit fallenden Producte sind: Producte.

1) Frischblei mit 0,2—0,5 Qt. Silber, von sehr mittelmässiger Qualität.

2) Bleidreck, wird im Frischofen auf Krätzblei verschmolzen und dieses beim Kupferfrischen vorgeschlagen.

3) Frischschlacken mit 25—30 Pfd. Blei, kommen zum Schliegschmelzen.

Im Jahre 1859 sind 936 Ctr. Glätte bei einem Verbrauch von 320 Mss. Kohlen verfrischt und dabei 836 Ctr. Ausweis.

99 Pfd. Blei = 89,3 prc. erfolgt, während principmässig nur 89 prc. ausgebracht zu werden brauchen. 100 Ctr. Glätte werden in 10—12 Stunden durchgesetzt und erfordern etwa 50 Mss. Kohlen. 1 Frischmeister und 2 Frischknechte erhalten für 100 Ctr. Glätte und den davon fallenden Bleidreck zu verfrischen 1 Thlr. 12 Ngr. 1 Pf., wovon der Frischmeister die Hälfte, die beiden Frischknechte die andere Hälfte bekommen.

§. 108. Abstricharbeit.

Saigern.

Der auf dem Gestübbeherd des Steintreibofens in Quantitäten von 44 Ctr. einem saigernden Schmelzen unterworfene Abstrich liefert in 8—10 Stunden bei einem Aufwande von 3—3½ Schock Waasen: 1—3 Ctr. Werkblei und 40—43 Ctr. gesaigerten Abstrich. Die beiden Arbeiter erhalten für 44 Ctr. Abstrich zu saigern ein jeder 1 Thlr. 2 Ngr.

Frischen.

Das Frischen geschieht wie auf den andern Hütten. 100 Ctr. Abstrich werden in 2 zwölfstündigen Schichten bei einem Aufwand von 40 Mss. Kohlen durchgesetzt. Der Frischmeister erhält für 1 zwölfstündige Schicht 22 Ngr. 5 Pf., jeder der beiden Frischknechte 15 Ngr.

Im Jahre 1859 sind ausgesaigert und verfrischt: 1548 Ctr. Abstrich, und davon in 43 zwölfstündigen Schichten à 1 Thlr. 22 Ngr. 5 Pf. bei einem Aufwand von 141 Schock Waasen und 380 Mss. Kohlen 773 Ctr. 43 Pfd. Hartblei mit 0,4 Qt. Silber erfolgt.

Die Abstrichfrischschlacken mit zuweilen 30% Blei werden beim Schliegschmelzen zugesetzt. Beim nochmaligen Durchschmelzen derselben für sich erfolgten zwar nur 13 Pfund haltige Schlacken, allein ökonomische Rücksichten machten diese Arbeit unvortheilhaft und waren jene reichen Schlacken als Zuschlag beim Schliegschmelzen wohlfeiler zu verarbeiten.

§. 109. Summarisches Ausbringen und Materialaufwand.

Ausbringen und Materialaufwand.

Es wurden der Hütte in den Jahren 1837—1846 der Probe nach übergeben: 77069 Mrk. 10 Lth. Silber und 43005 Ctr. 3 Pfd. (alt. Gew.) Schwarzblei. Ausgebracht

wurden 74996 Mrk. 11 Lth. Silber und 13646 Ctr. 70 Pfd. Schwarzblei, wonach ein Silberverlust von 2072 Mrk. 15 Lth. = 2,7 Prct., und ein Schwarzbleiverlust von 29358 Ctr. 33 Pfd. = 68,2 Prct. stattgefunden hat.

In denselben Jahren wurden auf 2912 verschmolzene Röste verbraucht: 27594 Karren Kohlen, 11342 Schock Waasen, 4955 Malter Rösteholz und 13158 Ctr. Eisengranalien; oder auf 1 Rost 9,5 Karren Kohlen, 3,9 Schck. Waasen, 1,7 Mltr. Rösteholz und 4,52 Ctr. Eisengranalien.

Zur Clausthaler und Altenauer Hütte beträgt der Materialverbrauch auf 1 Rost Schlieg etwa 5 Karren Kohlen, $1^1/_3$ Schock Waasen, 0,36 Mltr. Rösteholz und 5,14 Ctr. Eisengranalien.

In den 10 Jahren von 1845—$185^4/_5$ wurden in den Schliegabschnitten angelegt: 66299 Mrk. $6^3/_4$ Lth. Silber und 41288 Ctr. 6 Pfd. (alt. Gew.) Schwarzblei; ausgebracht 67079 Mrk. 12 Lth. Brandsilber und 12239 Ctr. 6 Pfd. Blei, also gegen die Anlage mehr ausgebracht 1,17% Silber und weniger 70,3% Blei.

Auf $2900^1/_2$ verschmolzene Röste wurden verbraucht: $240809^4/_9$ Mss. Kohlen, $14924^1/_4$ Schck. Waasen, 5808 Mltr. Rösteholz und $12817^1/_2$ Ctr. Eisen oder auf 1 Rost 83,02 Mss. Kohlen, 5,14 Schck. Waasen, 2,00 Mltr. Rösteholz und 4,42 Ctr. Eisen.

In den 16 Jahren 1840—$185^5/_6$ wurden 4529,9 Röste Schlieg, darunter $297^{11}/_{12}$ R. Arsenikschlieg mit einem Gehalt von 48638 Pfd. 53 Qt. Silber und 60358 Ctr. 90 Pfd. Blei (Neu. Gew.), verarbeitet, ausserdem 870 Röste Krätzschlieg, 85950 Ctr. Bleistein und 8170 Ctr. Kupferstein, welche aus den Schliegrösten hervorgegangen sind.

Es erfolgten davon in 46864 zwölfstündigen Schichten bei einem Zuschlage von 79271 Ctr. Glätte, 51529 Ctr. Herd, 82914 Ctr. Abstrich und 18325 Ctr. Eisen: 220261 Ctr. Werkblei, wovon wiederum fielen: 52396 Pfd. 96 Qt. Blicksilber = 48496 Pfd. 17 Qt. Brandsilber, 96683 Ctr. Glätte, 50361 Ctr. Herd und 87272 Ctr. Abstrich.

Die Kupferarbeit ergab von 8170 Ctr. 90 Pfd. Kupferstein 1681 Ctr. 90 Pfd. Gaarkupfer. Die Bleifrischarbeit lieferte

von 16718 Ctr. Glätte 14929 Ctr. 81 Pfd. Frischblei und 7203 Ctr. Abstrich, und davon 3188 Ctr. 64 Pfd. Hartblei.

Von den verarbeiteten 297¹¹/₁₂ Rösten Arsenikschlieg resultirten: 7033 Ctr. Rückstände für die Schliegarbeit und 3944 Ctr. Arsenikglas.

Der Materialverbrauch betrug für die oben angegebenen Röste bei allen Arbeiten: 380105⁴/₉ Mss. Kohlen, 20864¹/₂ Schock Waasen, 45459¹/₄ Ht. Asche und 3570¹/₄ Ht. Mergel.

Die Hüttenkosten beliefen sich bei obiger Röstezahl auf 292618 Thlr. 26 Ngr. 7 Pf. oder pro Rost auf 64,75 Thlr.

Der stattgehabte Silberverlust ist p. 566 angegeben.

Zweites Kapitel.

Kupferarbeit.

§. 110. Allgemeines.

Zweck.

Die Kupferarbeit beschränkt sich nur auf die Zugutemachung des bei der Bleiarbeit fallenden und durch mehrmaliges Verblasen gereinigten silberhaltigen Kupfersteins. Dieser wurde früher zu verschiedenen Malen geröstet und durchgestochen, das dabei fallende Schwarzkupfer verblasen, gefrischt, gesaigert, gedarrt und gaargemacht, ganz ähnlich, wie es noch gegenwärtig zu Oker geschieht. Im Jahre 1836 hat man jedoch statt der Saigerung das hydrostatische Schmelzen (p. 521) eingeführt, welches indessen neuerdings der Saigerung wieder gewichen ist, und es finden gegenwärtig die folgenden Operationen zur Gewinnung des Kupfers statt.

§. 111. Rösten und Durchstechen des Kupfersteins.

Verfahren.

Der verblasene Kupferbleistein wird sehr stark (15 bis 18 mal) geröstet und in Quantitäten von 33 Ctr. mit 8 bis 10 Karren reinen Schliegschlacken im Bleisteinofen durchgestochen. Das Wenden des Rostes muss deshalb so oft geschehen, um Antimon und Arsen möglichst zu entfernen und weil der Stein wegen seines bedeutenden Gehaltes an Schwefelantimon leicht zusammenschmilzt und das Vermögen, von selbst fortzubrennen, nur in geringem Masse besitzt. Man pflegt die Operationen des Röstens und

Durchstechens mit dem neuen Stein noch 4—5mal zu wiederholen, wo dann bei den ersten zwei oder drei Durchstechen noch kein Schwarzkupfer, sondern neben etwas treibwürdigem Werkblei nur Kupferstein erfolgt, der dann jedesmal einer 10—15maligen Röstung unterworfen wird. Ein Einbringen von Kohlenkleinlagen in die Rösthaufen leistet in Bezug auf die Entfernung des Antimons und Arsens gute Dienste, eine Sinterung wird aber dadurch befördert. Bei den letzten Durchstechen fällt erst Schwarzkupfer. Der Kupferstein wird nach den einzelnen Durchstechen immer gutartiger, zäher, strengflüssiger und brennt leichter fort. Vor dem letzten Durchstechen wird er möglichst todt geröstet. Stein und Schwarzkupfer separiren sich im Vorherde; ersterer wird mit einem Streichholze abgezogen, letzteres in eiserne Formen ausgekellt. Der letzte wenige Kupferstein geht in die nächstjährige Arbeit über.

In 24 Stunden setzt man gewöhnlich $1^{1}/_{4}$—$1^{1}/_{2}$ Schichten à 33 Ctr. Stein und 8 Karren Schlacken unter denselben Verhältnissen durch, wie bei der Bleisteinarbeit.

Im Jahre $185^{5}/_{6}$ erfolgten von 284 Ctr. Kupferstein mit Ausweis. 28 Pfd. Kupfer und 8 Quint Silber bei 4maligem starken Rösten und Durchstechen und bei einem Aufwande von 101 Mltr. Rösteholz und 510 Mass Kohlen: 17 Ctr. Werkblei und 115 Ctr. Schwarzkupfer mit durchschnittlich 17 Qt. Silber.

§. 112. Frischen und Saigern der Schwarzkupfer.

Diese Operationen werden eben so wie auf den andern Verfahren. Hütten ausgeführt. Die Beschickung besteht aus 125 Pfd. Blei, 50 Pfd. Glätte und 75 Pfd. Schwarzkupfer. Obige 115 Ctr. Schwarzkupfer lieferten in 4 Frischen 160 Frischstücke à 250 Pfd., welche mit 65 Krätzsaigerstücken von der vorigjährigen Arbeit zusammen gesaigert 174 Ctr. Kienstöcke und (incl. der 17 Ctr. Werkblei vom Kupfersteinschmelzen) 233 Ctr. Werkblei gaben. Diese 233 Ctr. Werkblei wurden auf 2 Treiben vertrieben und lieferten bei einem Aufwande von 16 Schock Waasen, 50 Himt. Asche und 8 Ht. Mergel: 22 Pfd. 70 Qt. Blick- oder 20 Pfd. 93 Qt.

Brandsilber, 146 Ctr. Glätte, 50 Ctr. Herd und 70 Ctr. Abstrich.

Zum Frischen und Saigern gingen 140 Mass Kohlen, und es hielten die Saigerwerke 9—11 Qt. Silber.

§. 113. Darren der Kiehnstöcke.

Verfahren. Die Kiehnstöcke werden, abweichend von der Methode zur Lautenthaler Hütte (p. 672), in einem kleinen Darrofen (p. 288) mit 2 nach hinten ansteigenden Bänken gedarrt. Derselbe ist im Gewölbe 5' 4" weit, 2' 8" hoch und fasst 30—40 Ctr. Kiehnstöcke. Nach dem Einsetzen derselben beginnt man bei vorn geschlossenem Gewölbe die Feuerung mit Rösteholz in den Darrgassen und unterhält dieselbe 10—12 Stunden lang, bis die Schlackenbildung nachlässt und die Farbe der Schlacken roth wird. Die noch glühenden Darrlinge werden alsdann schnell in kaltem Wasser abgekühlt und der noch an denselben haftende Pickschiefer mittelst Hammer und Besen entfernt.

Ausweis. Obige 174 Ctr. Kiehnstöcke lieferten bei einem Aufwand von 4 Mltr. Rösteholz 132 Ctr. Darrlinge. Darrkrätz und Darrschlacke kommen zur Krätzfrischarbeit.

§. 114. Verblasen der Darrlinge.

Verfahren. Die gepickten Darrlinge werden in Quantitäten von 40 Ctr. im Steintreibofen verblasen. Das Kupfer ist bei einem Verbrauch von 8—10 Schock Waasen nach etwa 10—16 Stunden gaar, wenn der Gaarspahn dünner und hellgelb wird. Man zapft dasselbe in Stechherde ab und giesst es in Formen zu 20 Pfd. schweren Stücken aus. Zwei Arbeiter leiten die Operation, von denen der eine 1 Thlr. 16 Ngr. 4 Pf., der andere 23 Ngr. 2 Pf. erhält.

Ausweis. Von obigen 132 Ctr. Darrlingen erfolgten bei einem Aufwande von 37 Schck. Waasen in 4 Verblasen 96 Ctr. Verblasenkupfer. Der Krätz kommt zur Krätzfrischarbeit; die Verblasenschlacken werden gepocht und verwaschen, wobei man noch Schwarzkupferkörner (in diesem Falle 10 Ctr.) gewinnt.

Der Verblasenschlackenschlieg wird bei der Bleikrätzarbeit vorgeschlagen.

§. 115. Gaarmachen der Verblasenkupfer.

Dieses geschieht, wie gewöhnlich, auf dem kleinen Herde, welcher mit einem Rauchfang versehen ist. Ein Einsatz von 2½—3 Ctr. ist nach 4—7 Stunden gaar. Die eintretende grüne Flammenfärbung und das Abfliessen rother Schlacke geben das Zeichen zum Probeholen. Bei gaarem Kupfer muss der Gaarspahn eine rauhe Oberfläche, geringe Dicke, Biegsamkeit und kupferrothe Farbe besitzen und dunkelrothe Spitzen zeigen. Verfahren.

Von obigen 96 Ctr. Verblasenkupfern resultirten bei einem Aufwand von 74 Mass Kohlen 82 Ctr. Gaarkupfer mit 3—5 Qt. *Ag*. Der Gaarmacher erhält pro Ctr. Gaarkupfer 8 Ngr., wovon er aber seinen Gehülfen lohnen muss. Ausweis.

§. 116. Krätzfrischen.

Saiger-, Darr- und Gaarkrätz, so wie auch Darr- und Gaarschlacken werden mit Glätte verfrischt und die erhaltenen Saigerstücke mit denen vom Gutfrischen zusammen gesaigert. Verfahren.

Drittes Kapitel.

Arsenikarbeit.

§. 117. Allgemeines.

Der auf den Gruben Samson und Neufang derb, stalactitisch oder in Kalkspath eingesprengt vorkommende Scherbenkobalt (ged. Arsenik) wurde früher als unhaltig weggeworfen oder zur Wegebesserung benutzt. Als man aber einen nicht unbedeutenden Silbergehalt darin entdeckte, versuchte man ihn beim Schliegschmelzen mit zuzusetzen; allein der Ofengang wurde dadurch so verschlechtert und ein so bedeutender Silberverlust durch Verflüchtigung herbeigeführt, dass man bald von diesen Versuchen abliess und es vorzog, seit 1832 den Scherbenkobalt für sich zu rösten und dabei arsenige Säure als Nebenproduct zu gewinnen, den silberhaltigen Rückstand aber dem Schliegschmelzen bis zu 10 Ctr. auf 1 Schicht (seit Erze.

1838) zuzutheilen. Die Einführung dieser Arsenikarbeit ist vom Hüttenmeister Seidensticker geschehen.

Aufbereitung. Der Scherbenkobalt wird mittelst des Hammers möglichst rein geschieden und bei Wasserzutritt durch ein Blech mit 48 Oeffnungen pro □″ gepocht, wobei das gebrauchte Wasser wieder in die Höhe gepumpt, zum Anfeuchten benutzt und zur Absetzung des aufgenommenen Schlammes von Zeit zu Zeit in einen Behälter geleitet wird, sobald es dick geworden ist. Man erhält hierbei Schliege und Schlämme in dem Verhältniss von etwa 10:1. Erstere enthalten gegen 65 Pfd. Arsenik, $4^1/_2$ Pfd. Blei, von eingesprengtem Bleiglanz, und durchschnittlich $^1/_2$ Pfd. Silber im Ctr., von eingesprengtem Rothgültig und Antimonsilber herrührend.

§. 118. Erzeugung von Giftmehl.

Verfahren. Der aufbereitete Scherbenkobalt wird in Posten von 4—6 Ctr., durchschnittlich $4^1/_2$ Ctr., durch eine verschliessbare Oeffnung *a* des Gewölbes auf den etwa $10^3/_4$′ langen, 7′ breiten, aus 2 Barnsteinlagen bestehenden, nach hinten 7″ ansteigenden und mit einer eisernen Muffel *c* überdeckten Herd *b* des Röstofens (p. 327) gebracht, nachdem er auf dem Gewölbe des Ofens zuvor abgewärmt worden ist, hier etwa 3″ hoch ausgebreitet und mit einer eisernen Kratze, die auf einer hölzernen Walze *g* läuft, durch die Arbeitsöffnung *f* von Zeit zu Zeit umgerührt. Um zu verhüten, dass die gebildete arsenige Säure mit Asche, Russ, Kohle etc. verunreinigt und beim demnächstigen Raffiniren reducirt werde, leitet man die Flamme nicht über den Herd, sondern nach beiden Seiten durch 7 Züge *n* unter den Herd durch. Sie wird dann durch 3 Querzüge *o* wieder vereinigt und tritt durch letztere über die aus gusseisernen Bogen gebildete, dann übermauerte Muffel und von da in eine besondere Esse *q*, wodurch dieser Ofen in die Reihe der Muffelöfen tritt. Er hat eine etwas andere Construction als der Reichensteiner (Ann. d. min. 4. Sér. 11. Tom. 1. livr. de 1847 pag. 77). und Sächsische Arsenikofen (Lamp. Hüttkde. II. Thl. 3. Bd. p. 229; — dessen Fortschr. 1839. pag. 267).

Die Feuerung mit Buchenholz geschieht anfangs sehr mässig und wird mittelst eines in der Esse befindlichen Schiebers *r* geleitet. Das Umrühren darf anfangs nicht zu oft geschehen, weil sonst die arsenige Säure von übergerissenem metallischen Arsen verunreinigt wird; gegen das Ende der Röstung, welche für 1 Posten 14—22 Stunden, durchschnittlich 19 Stunden, dauert, wird unter öfterem Umrühren stärker gefeuert. Gegen das Ende des Processes mengt man Kohlenklein zur Reduction arsensaurer Salze ein.

Die arsenige Säure tritt während des ganzen Processes durch eine mit einem Schieber *l* (zur Regulirung des Zuges oder zur Aufhebung desselben beim Einbringen der Schliege) versehene Oeffnung *i* in der Hinterseite des 2′ hohen Herdraumes zunächst in gemauerte Gewölbe (Giftfänge) *k* und von da noch in 14 hölzerne Kammern, von denen sich dreimal 4 übereinander und 2 unter dem Dache des Giftthurms befinden.

Den aus dem Schornstein des Giftthurms entweichenden Rauch nimmt man bei der Feuerung mit zum Anhalten; er darf nur eben bemerkbar sein. Zeigen sich gar keine Dämpfe mehr, so ist die Röstung beendigt und der Rückstand, welcher ungefähr die Hälfte vom Gewicht des angewandten Schlieges beträgt und fast sämmtliches Silber enthält, wird in einen zwischen Herd und Arbeitsöffnung angebrachten vertikalen Schlitz *d* gezogen, der mit einem horizontalen Schieber und einem Rauchfang versehen ist.

Die arsenige Säure wird nach beendigter Röstung vorsichtig aus den Giftfängen ausgeräumt[1]). Früher wurde 1/2 Jahr geröstet, dann 1/2 Jahr raffinirt. 4—6 Ctr., durchschnittlich 4 1/2 Ctr. Schlieg erfordern zum völligen Abrösten 14 bis 22, durchnittlich 19 Stunden Zeit, bei einem Aufwand von 38—60, durchschnittlich 43 Cbf. Buchenholz.

Als Producte erhält man:

Producte

1) Weisses Arsenikmehl, welches theils verkauft, theils raffinirt wird. Dasselbe enthält nach Bodemann:

1) *Brockmann* die metallurgischen Krankeiten des Oberharzes 1851, p. 60.

1 Prct. $Fe^2 O^3$ und $Al^2 O^3$ haltigen Kalk, $^1/_4$ Prct. $Sb O^4$, 1 Prct. quarzigen Rückstand und $^3/_4$ Prct. Feuchtigkeit, in Summa $^3/_4$ Prct. Fremdes. Streng fand darin 1,68% $Sb O^3$.

Der Antimongehalt[1]) rührt ausser von beigemengtem Antimonsilber von gediegenem Antimon her, welches die nierenförmigen Scherbenkobaltstücke in dünnen, stark glänzenden, weissen Schichten überzieht.

2) Rückstand, im Wesentlichen aus arsensaurem und kohlensaurem Kalk bestehend, hält 0,5—2 Pfd. Silber und 12—16 Prct. Arsenik und kommt zur armen Bleiarbeit (p. 682).

Ausweis. Im Jahre 185$^7/_8$ wurden 15,1 Röste Arsenikschlieg verarbeitet. Davon resultirten in 238 zwölfstündigen Schichten à 1 Thlr. 1 Ngr. 3 Pf. 310 Ctr. Arsenikmehl und 331 Ctr. Rückstand mit 83 Mltr. Buchenholz. Der ältere Arbeiter erhält für eine zwölfstündige Schicht 17 Ngr. 5 Pf., der jüngere 13 Ngr. 8 Pf. Von 100 Pfd. Arsenikschlieg erfolgen bei 3$^1/_2$stündiger Röstzeit und 9 Cbf. Brennmaterialaufwand etwa 48 Prct. weisses Arsenikmehl mit 51$^1/_2$ Prct. Rückstand.

§. 119. Raffination des Arsenikmehles.

Verfahren. Zur Reinigung und Umwandlung des pulverigen Arsenikmehls in eine glasartige Masse wird dieses nochmals umsublimirt. Es dienen hierzu 4 gusseiserne Kessel (p. 328) von etwa 2′ 4″ Tiefe, 1′ 10″ Durchmesser und 2″ Stärke im Boden, welche, jeder mit einer besonderen Feuerung versehen, in einer Reihe neben einander stehen und mit ihrem Kranze in gusseisernen Rahmen aufgehängt sind. Die Kessel bestehen aus 2 durch Schrauben verbundenen und mit Eisenkitt lutirten Theilen *a* und *a′*, damit der untere Theil, welcher öfters durchbrennt, ausgewechselt werden kann. Jeder derselben wird mit etwa 2 Ctr. Arsenikmehl oder 4$^1/_2$ Ctr. Rohglas angefüllt, mit einem, aus drei 1′ 3″ hohen Theilen bestehenden, cylindrischen gusseisernen Aufsatz (Trommel) *g* versehen und auf diesen der konische

1) Ueber den Antimonoxydgehalt der Andreasberger arsenigen Säure: *Wiggers* in Ann. d. Chem. u. Pharm. Bd. 41, p. 347. *Streng* in Freiberg. Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1860, Nr. 18.

Hut *h* gesetzt, aus welchem eine eiserne Knieröhre *i* in den Giftfang, eine durch eine horizontale eiserne Zunge *l* getheilte Kammer, führt. Man versetzt den Inhalt des Kessels durch vorsichtiges Feuern mit Buchenholz in einen breiartigen Zustand, worauf sich die arsenige Säure alsbald in Dampfform erhebt, sich rindenförmig, oben stärker als unten, an der Trommel ansetzt und bei richtig geleiteter Temperatur zu einem weissen Glase schmilzt. Bei zu hoher Temperatur erzeugt sich wieder pulverförmige arsenige Säure, welche in den Giftfang geht, und wenig Arsenikglas, bei zu niedriger Temperatur zwar viel, aber ein trübes, unansehnliches Glas. Als äusseres Kennzeichen für die Regelung der Temperatur dient das Verfahren, mit einem Besen Wasser gegen die Trommel zu spritzen. Der zweite Trommeltheil muss so heiss sein, dass das Wasser unter Zischen verdampft, der dritte Trommeltheil aber darf in der oberen Hälfte kein Zischen hören lassen, das Wasser muss allmählig davon verschwinden. Es müssen sich die Wände der Trommel so weit erwärmen, dass sich die heissen Dämpfe noch absetzen und schmelzen können, ohne dass plötzliche Verdichtung eintritt. Die Raffination wird deshalb in tiefen Kesseln mit aufgesetzter Trommel vorgenommen, weil dadurch der mechanische Druck verstärkt und die arsenige Säure vor der Verflüchtigung stärker erhitzt werden kann. Je grösser dieser mechanische Druck ist, desto mehr und desto besseres Glas resultirt.

Man fährt mit der Feuerung so lange (etwa 8 Stunden) fort, bis alles Mehl sublimirt ist, was man daran erkennt, dass eine durch die während der Arbeit mit einem eisernen Propfen verschlossene Oeffnung *n* des Hutes eingebrachte eiserne Nadel (p. 363) nicht mehr weiss beschlägt. Alsdann stellt man das Feuern ein, lässt den Apparat bis zum andern Morgen (14—16 Stunden) abkühlen, nimmt die cylindrischen Aufsätze ab und bricht das Arsenikglas, welches sich als zweizöllige Rinde daran angesetzt hat, mit eisernen Meiseln los. Dieses Glas (Rohglas), von mechanisch aufgerissenen Unreinigkeiten grau gefärbt, unterwirft man einer zweiten Raffination, wobei ein völlig klares, farbloses Product mit muschligem Bruche, zuweilen schön krystallisirt, erfolgt.

Da gewöhnlich 2 Kessel im Gange sind, so wird in dem einen Giftmehl, in dem andern Rohglas sublimirt. Beim Umsublimiren von Rohglas setzt man gewöhnlich 1 Ctr. mehr ein, als vom Mehl, weshalb denn auch die Operation einige Stunden länger dauert.

Die Producte der Raffination sind:

Producte. 1) Weisses Arsenikglas ($As\,O^3 = 75{,}81\,As + 14{,}19\,O$) geht, sorgfältig in Tonnen (p. 336) verpackt, in den Handel. Weyand fand darin 1,68% Antimonoxyd.

Das Arsenikglas (amorphe arsenige Säure) ist im frischen Zustande ein vollkommenes Glas mit muschligem Bruch, Glasglanz und Durchsichtigkeit. Ohne eine Mischungsveränderung zu erleiden und ohne den festen Zustand zu verlieren, wird der zuvor farblose Körper mit der Zeit weiss, porzellanartig, opal- und wachsartig glänzend, indem der amorphe Zustand, unter gleichzeitigem Eintritt von Differenzen in Härte, specifischem Gewicht und Löslichkeit, in den krystallinischen übergeht, ähnlich wie beim Opal und Quarz. Aus der von aussen nach innen an verschiedenen Stellen sehr abweichend fortschreitenden Entglasung scheint zu folgen, dass in dem Glase gewisse Verschiedenheiten des Aggregatzustandes stattfinden. Dass die Ursache dieser isomeren Zustände eine eintretende Krystallbildung ist, hat Hausmann (Dessen Molekularbewegungen 1856, p. 22) an einem Stück Arsenikglas von Andreasberger Hütte nachgewiesen, welches anstatt des muschligen Bruches erst eine dünnstängliche Absonderung angenommen hatte, die allmählich fortschreitend sich mit einer grossen Anzahl grösserer und kleinerer Octaeder besetzt fand.

2) Kesselrückstand von dunkelgrüner Farbe und porösem Ansehen. Ist früher an einem sichern Orte vergraben, wird aber jetzt, da er noch 40—60 Prct. $As\,O^3$ enthält, gepocht und wieder mit dem Arsenikschlieg verröstet. Besteht nach Bodemann aus 63—67 Prct. *Sb* und *As*, ersteres etwa 10—15 Prct.; 15—18 Prct. *O* an *Sb* und *As* gebunden; 12,3—16 Prct. $Si\,O^3$, $Al^2\,O^3$, $Ca\,O$, $Fe^2\,O^3$; Spur bis 1/4 Lth. *Ag;* kein *Pb*, *Cu* und *S*.

3) Weisses Arseniksublimat aus den Giftfängen.

Geht (unter dem Namen Sublimat) theils in den Handel, theils in die folgende Raffination über. Ist weisser und schöner als das gleiche Product von der Röstarbeit.

Beim Raffiniren sind 2 Arbeiter beschäftigt, welche das am Tage zuvor bereitete Glas aus den Cylindern schaffen, den Kesselrückstand entfernen, die Kessel wieder mit Mehl oder Rohglas füllen und dieses sublimiren. Der ältere Arbeiter bekommt dafür 1 Thlr. 5 Ngr., der jüngere 27 Ngr. 5 Pf. Dieselben besorgen auch die Verpackung des Glases in mit eisernen und hölzernen Reifen versehene Tonnen, deren Fugen innen mit baumwollenem Zeuge verklebt werden.

Beim Raffiniren der 310 Ctr. Arsenikmehl erfolgten mit 75 Mltr. Buchenholz in 344 zwölfstündigen Schichten à 1 Thlr. 1 Ngr. 3 Pf.: 277 Ctr. Arsenglas und 48 Ctr. Kesselrückstand, welcher verpocht und bei der nächsten Röstarbeit zugesetzt wird. Ausweis.

Die in der Luft vertheilten arsenikalischen Dämpfe wirken nach Stöckhardt (Bgwkfr. XIII, 619; — Berg- u. Hüttenm. Ztg. 1850, p. 344), falls nicht gleichzeitig Blei- und schwefeligsaure Dämpfe im Spiele sind (vid. p. 405), ungleich milder auf den thierischen und vegetabilischen[1]) Organismus, als weisser Arsenik in Substanz oder als Staub oder Auflösung. Schädlichkeit der Arsenikdämpfe.

§. 120. Versuche, Realgar darzustellen.

Alle Methoden, Realgar ($As\,S^2 = 70{,}029\ As + 29{,}671\ S$) darzustellen, laufen daraus hinaus, metallisches Arsen mit Schwefel in einem richtigen Verhältniss zu vereinigen, sei es nun durch eine gemeinschaftliche Behandlung geeigneter Erze (Arsenkies $= Fe\,S^2 + Fe\,As^2$ und Schwefelkies $= Fe\,S^2$), oder durch Zusammenschmelzen und nachheriges Sublimiren von Fliegenstein und Schwefel. Allgemeines.

Bei dem Mangel an Arsenikkies und dem bedeutenden Silbergehalt des Scherbenkobalts — welcher grösstentheils

1) Wirkung der Metalle und besonders des Arseniks auf die Pflanzen. *Pogg.* Ann. XIV. 499, 506; XX, 488. Erdm. J. f. pract. Ch. XLV, 122.

verloren gehen würde — war man zu Andreasberg nur auf die Anwendung der silberfreien arsenigen Säure beschränkt. Versuche, sie direct mit Schwefel zusammenzuschmelzen, gaben bei einem bedeutenden Schwefelverlust, wegen Bildung von schwefliger Säure, ein Product, welches weder der Zusammensetzung, noch der Farbe nach dem Realgar des Handels entsprach. Der nicht unbedeutende Gehalt an arseniger Säure würde dasselbe ausserdem für manche technische Zwecke unanwendbar gemacht haben. Das Giftmehl musste deshalb zuvor in thönernen Retorten mit Kohle reducirt werden. Mit dem so erzeugten Arsen erhielt man zwar einen verkäuflichen Realgar, allein die Darstellungskosten waren so hoch, dass eine Fabrikation im Grossen darauf wohl nicht rentirt hätte. Dies wäre vielleicht der Fall gewesen, wenn bei der Reduction der arsenigen Säure durch Kohle ein verkäuflicher Fliegenstein, wie man ihn darzustellen beabsichtigte, entstanden wäre. Es gibt zwei allotropische Modificationen des metallischen Arsens, von Berzelius mit $As\alpha$ und $As\beta$ bezeichnet. Ersteres $As\alpha$ entsteht (Pogg. Ann. LXI, 7. — Bodem.-Kerl's Probirkunst p. 490), wenn Arsengas mit andern erhitzten Gasarten, z. B. CO^2, CO, in einen nicht stark erhitzten Recipienten tritt; es hat eine dunkle Farbe, krystallinische Structur und oxydirt sich leicht an der Luft. Dieses Arsen ist keine Handelswaare, sondern eignet sich wegen seines Aggregatzustandes sehr zur Darstellung des Realgars.

Die andere Modification $As\beta$ bildet sich, wenn Arsendämpfe stark erhitzt in einen Recipienten treten, dessen Temperatur nur wenig unter der der Arsendämpfe liegt, so dass sich das Arsen in einer Atmosphäre von Arsengas absetzt. Es ist fasst weiss, stark glänzend, dicht, wenig oxydirbar und Handelsproduct.

Bei den Andreasberger Versuchen beabsichtigte man nun die letztere Modification für den Handel darzustellen und die nebenbei erfolgende erstere zur Realgardarstellung zu verwenden. Man erhielt aber fast nur Arsen von der erstern Modification $As\alpha$.

Fliegenstein wird z. B. dargestellt durch Sublimation von Arsenikkies in Thoncylindern mit Vorlagen zu Reichen-

stein (Ann. d. min. 4 Sér. XI, 74); aus arseniger Säure zu Altenberg (Dumas IV, 110).

Man nahm bei den Versuchen, Realgar darzustellen, ganz das Sächsiche Verfahren (Lamp. Hdbch. d. Htkde. II. Thl., 3. Bd., p. 23) zum Muster, Arsenik und Schwefel in thönernen Röhren, die in 2 Reihen über einander in einem Galeerenofen (pag. 329) erhitzt werden, zu sublimiren und das erhaltene ungleichartige Product in gusseisernen Pfannen oder Kesseln umzuschmelzen. Die Qualität des Products liess nichts zu wünschen übrig.

Oberhar:

erl, Oberharzer Hüttenprocesse.

benerze.

; der Hand e

parat.

1. Stufferz. — zur Hütte.

sdpfe — Sc a- ter zur tel.

32. Klaubekn — Erfolg wie N

36. Untergerenn. — Stoss- oder Kehrherde.

37. Schlamm. — Stoss- oder Rotirende Herde.

38. Sumpfschlamm. — Kehrherde.

46. Setzfass. — Durchlass.

47. Schlämme. — Kehrherd.

Ergie nach der dung die stehenden ausser Nr. wird jeder fend-

g

ns des Oberharz

18 bis 18 57/58.

D

Schlieg			
r er	Blei	Silber	
Qt.	℔	Mrk.	Loth
3,9	60,2	7	2,4
1	58,5	9	3,2
7,3	58,4	5	13,7
3,8	59,5	7	3,1
3,2	59,4	10	11,5
2,4	63,1	9	13,5
1,9	60,3	9	9
—	—	—	—
4,6	55,5	4	—
3	47,7	5	0,5
7	49,9	14	2,7
3,9	55,9	7	3,5
7,3	47	5	15,3

ber. Zum

4

t dem Mit 15—2

(Nr. Silbe

44. G

Zum 4

46.

upfer- Mit 30—3

ieben. Blei und 4

die Al

ber.

annt.

1.

—2 Qt. Silber und

chlägen, Schlieg-,

hmolzen.

62. **Rauchschlacken.**

-4 Pfd. Blei u. 0,05—0,1 Qt. Silber.

Schlieg- oder Rauchschmelzen oder

über die Halde.

Abstrich.

19, 32, 48, bei einem G

6 Pfd. Blei u. 0,2—0,4 Q

-, Verblase- oder Flamm

abgesaigert.

68. **Blicksilber.**

Wird feingebrannt.

71. **Brandsilber.**

Zur Münze.

73. **Gesai**

gemein- Wi

. Durch-

Hartblei.

. Silber, 8—20 Pct. Antin

7 Pct. Kupfer. Hand

waare.

VOII

d Bleidreckfrischen.

Schlie t gleichbleibendem Verhältnisse zur
ımmen und dann gepolt.

X. XI. XII. XII.

.enbrü
3 Pfd.
t und a
pagne
schlac

Armer Bleidreck. Wird verfrischt.

36. Armblei. Mit 0,2—0,3 Qt. Silber; geht unter dem Namen raffinirtes Harzblei in d. Handel.

ıtzblei.
ın $\frac{1}{3}$: $\frac{1}{2}$ Qt. Silber,
setzt. swaare.

38. Frischschlacke. Mit Spur Silber und 40—50 Pfd. Blei, zum Schliegschmelzen.

ıchsch
5 Pfd.
Silber,
ıchschn
ır die

me Bleikrätze.
3 Qt. Silber
90 Pfd. Blei;
nschmelzen.

44. Bleikrätzschlacken. Mit Spur Silber und 40—50 Pfd Blei; zum Steinschmelzen.

eikrätze.
ın Bleikrätze
r. 34.

47. Krystallisationsblei. Mit 0,3 Qt. Silber. Ist Handelswaare unter diesem Namen.

l.
d. Blei
Silber;
ıelzen.

52. Blicksilber. Mit 92,5 % Silber; zum Feinbrennen.

53. Brandsilber. Mit 99,5—99,65 % Silber: zur Münze.

54. Brennhauskrätze. Wird für die Kirche

-3 Pfd. Kupfer.
lzen G.

25. **Saigkrätz.**
Mit 6, 5—. Zum nächst-
Zum Azfrischen.

Gaarschlacinschlacken verschmolzen.

:ke.
ert.

krätz.
:hen F.

ıcke.
fer und

Blei.

Schurschlieg so wie mit Kupferstein- und

Schlacke.
Wird Schlacke wird ab-
ie unreine geht in
Arbeit zurück.

esse.

er Lautent

- und Stein

wird in einem 2[illegible]n Vorschlägen.

Blei à Ctr., 24¹/₂ Zo

2. [illegible]
Mit 30—36 Pf
Silber. Wi

6. **Ausschurkrätze.**
Wird zu Schlieg gezogen u. der Schmelzofenschlieg-arbeit übergeben.

ber.
ilber.
nen.

22. **Gerö**
Zum 1. Stei
Krummc

ber.
ilber,

h.
7.

25. **St**
Mit 3—4 Pfd.
Silber. Zum
Schmelzofe

) Pfd.
et.

n.
n.

h.
7.

ferarbeiten.

stet.

ırchgestochen.

3. **Kies- oder Roll** **Ofenschur.** 6. Hüttenrauch.
Wird bei den Steinar

15. **Schlacken.** Ueber die Halde.

Ausschurkrätz und Ofenschur. Wie Nr. 6.

19. **Rauch.** Wie Nr. 7.

21. **Schlacke.** Wie Nr. 15.

Ausschurkrätz und Ofenschur. Wie Nr. 6.

25. **Rauch.** Wie Nr. 7.

urkrätz, Ofenschur
Z**nd Rauch.**
ɜ Nr. 6 und 7.

aigerkrätze.
We ptmaterial für die Kupfer-
4. arbeit. (Anlage VIII.)

ın.

Zun

kupfer.
'de gaar-

42. **Gaarkupfer.**
Als Krätzkupfer in den Handel.

Kupferarbeiten

her Herd. 67. Reich

hlieg- und Steinarbeit zuge

asberger Blei

e Schliegarbeit.

istein.
er Röstung zum
·chstechen.

3. Unrein Krätze. 7. Rauch.
Zı

Zum
Krätzschliegschmelzen.

chlacke.
hen Schlieg-
rbeit.

31. Rauch, Schur und Krätze.
Wie Nr. 6 und 7.

istein.
:r Röstung zum
·chstechen.

25. Reine
Zum Schlie
der

istein.
ır Röstung zum
chstechen.

36. Dı

stein.
r Röstung zum
chstechen.

41. Dı

r Stein.
ı
·auhen Ver-
en.

46. D

kenzeug.
ıstechen.

Stein.
ı
guten Ver-
en.

53. Dı

rstein.
(Anlage X.)

58. Schla
Zu

Schliegarbeit.

61. Reine und unre
Zur Steinar

her Herd. 67. Reich

hlieg- und Steinarbeit zuge

Stanferarbeit.

Der Kupferstein rummofen durchgestocheu.

1. Kupferige Wer
Fallen gewöhnlich beim 1.—3. Dus gehen mit 10—18 Qt. Silbergehal arbeit.

3. Kupferschlacke.
zum Kupfersteindurchstechen, theils zur reichen Schliegarbeit.

4. Letzter Spurst
Zur nächstjährigen Kupfer

6. Kupferschlacke.
Wie 3.

7. Saigerstücke
Zum

). Schur. **10. Krätze.**
Zum

C. Saigern.

ł. Kupferkrätzfrischen.

11. Saigerblei.
Zum Abtreiben.

12 ıigerstücke.
ie 7 gesaigert und erhaltenen Kiehn- ke gedarrt.

15. Krätzfrischschlacke.
Zur Schliegarbeit.

16. Darrlinge.
Werden gepickt.

18. Pickschiefer.
Zu 10.

20. Verblasenkupfe
Zum

F. Gaarmache

22. Gaarkupfer.
Handelswaare.

23. Gaarsch
Wie 2

Lith. Anst. von Steinmetz & Bornemann, Meissen.

Taf. I.

Fig. 19.

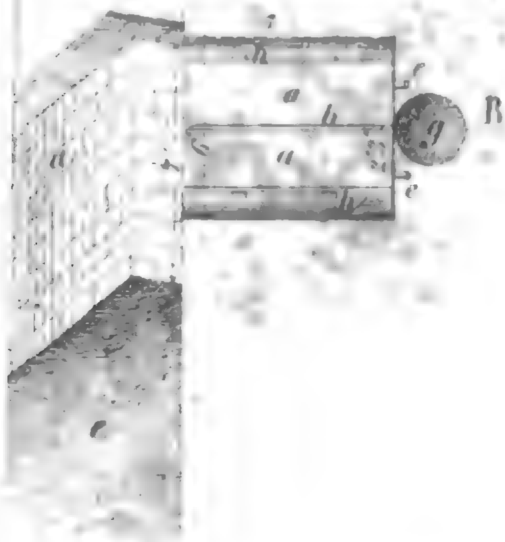
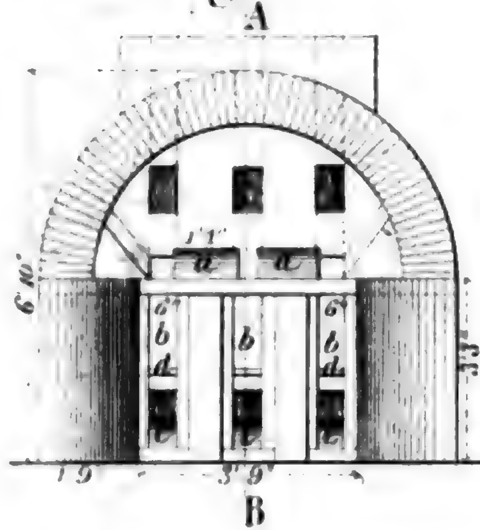


Fig. 20.



7.-19

0.-29

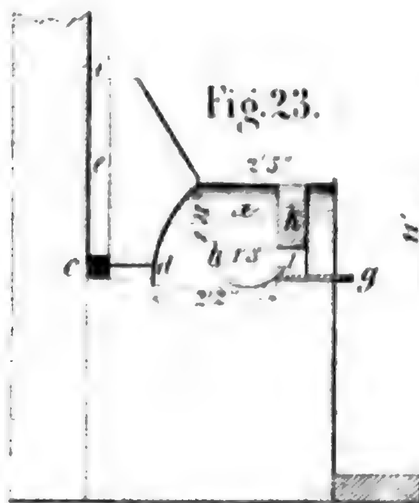
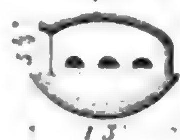


Fig. 23.

Fig. 25

Fig. 26.



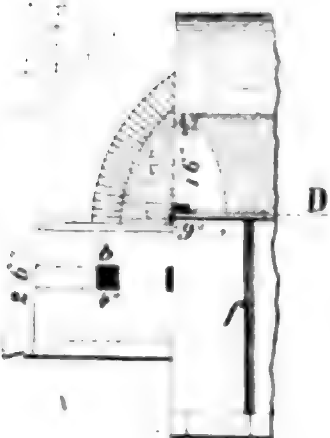
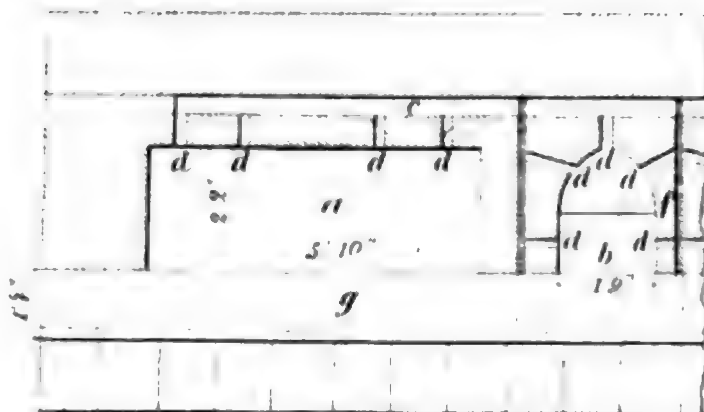
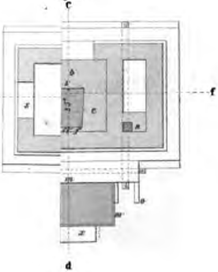


Fig. 24



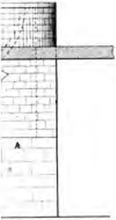
Lith. Anst. von Steinmetz & Bornemann. Meissen.

g.42.



Lith. Anst. von Steinmetz & Bornemann, Meissen.

Digitized by Google

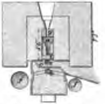


D

B

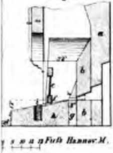
ıofen.

Fig. 54.



Kupferfrischofen.

Fig. 58.



Glättfrischofen.

Fig. 55.

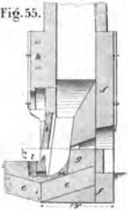


Fig. 56.

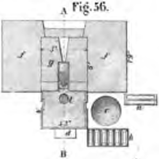


Fig. 62.

Lith. Anst. von Steinmetz u. Bornemann in Meissen.

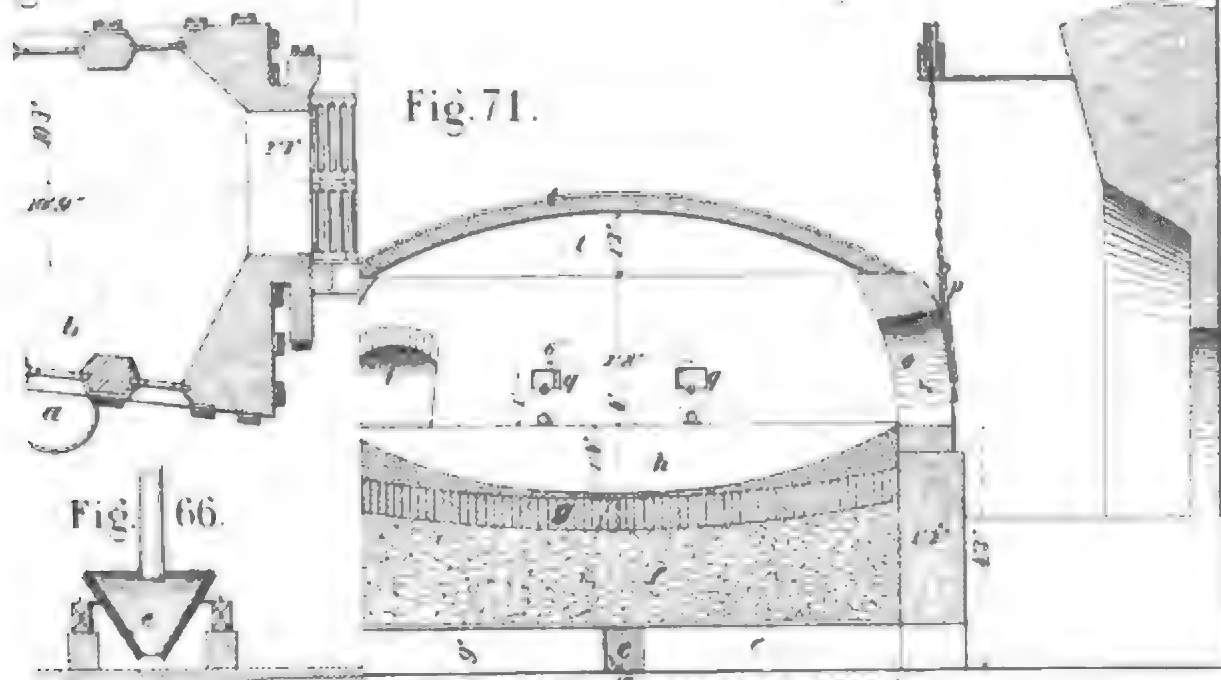
Digitized by Google

lammofen.

g. 65.

Fig. 71.

Fig. 66.



Maafsstab für Fig. 69–72.

.. Flammofen.

Fig. 67.

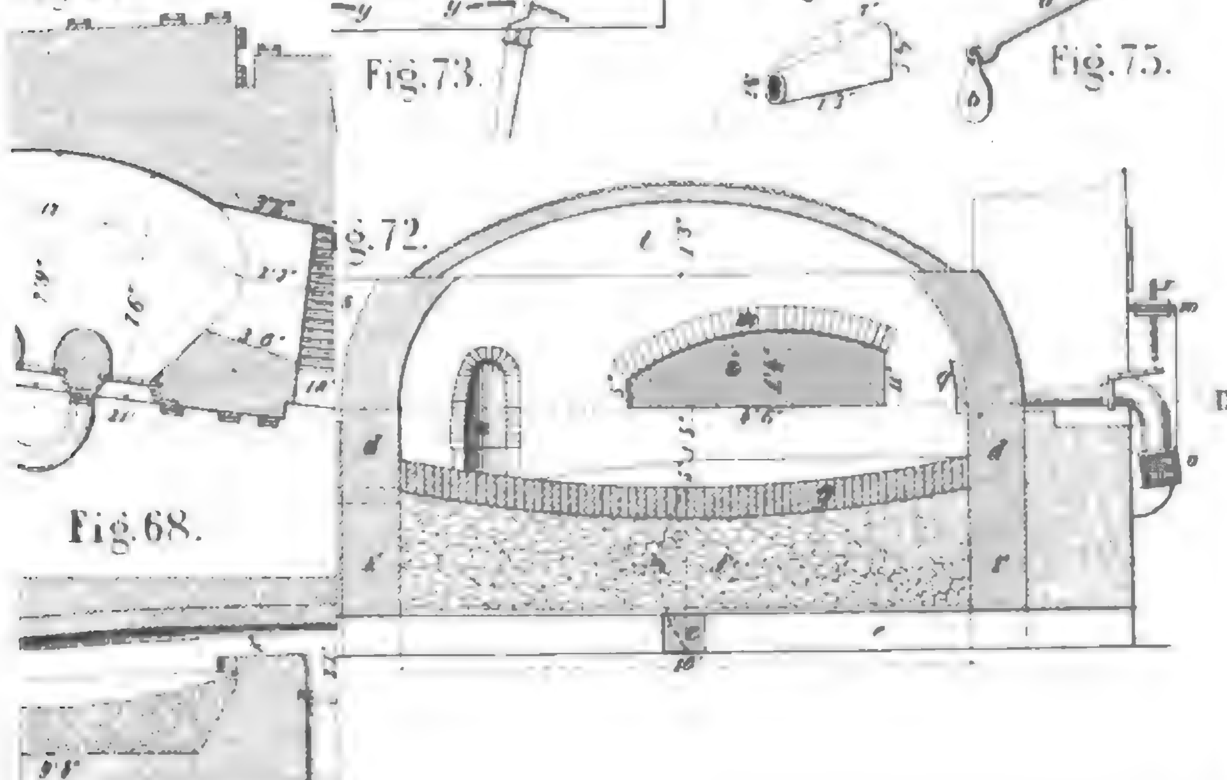
Fig. 73.

Fig. 74.

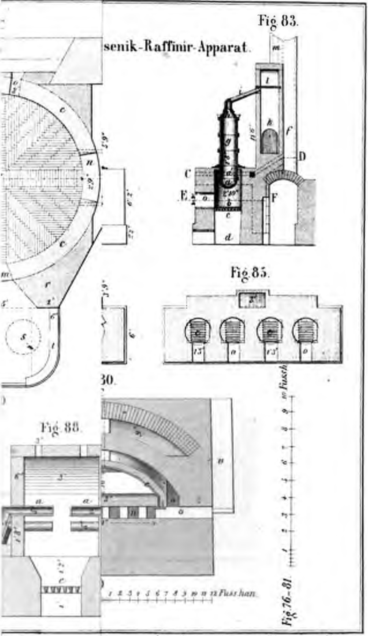
Fig. 75.

Fig. 68.

ig. 72.



Lith. Anst. von Steinmetz & Bornemann. Meissen.



Lith. Anst. von Steinmetz & Bornemann, Meissen.

Digitized by Google

Gezähe beim Pa

Fig 106.

Fig. 107.

Spitzbalg.

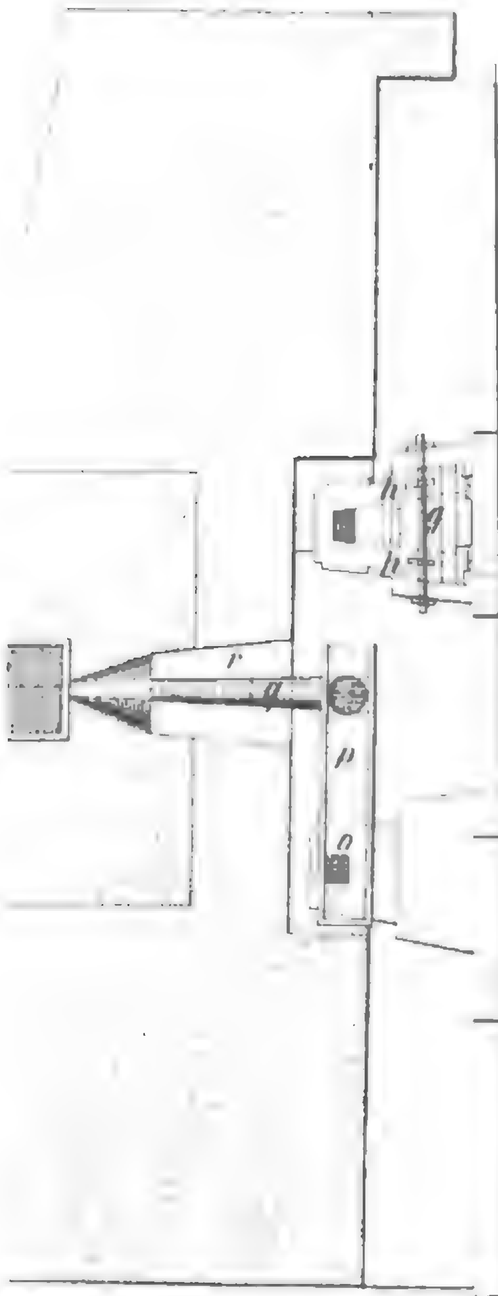


Fig. 112.

Fig. 113.

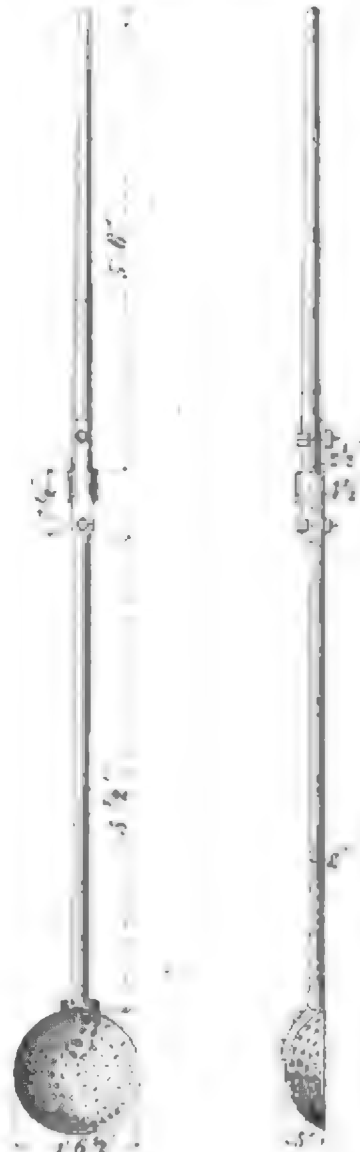
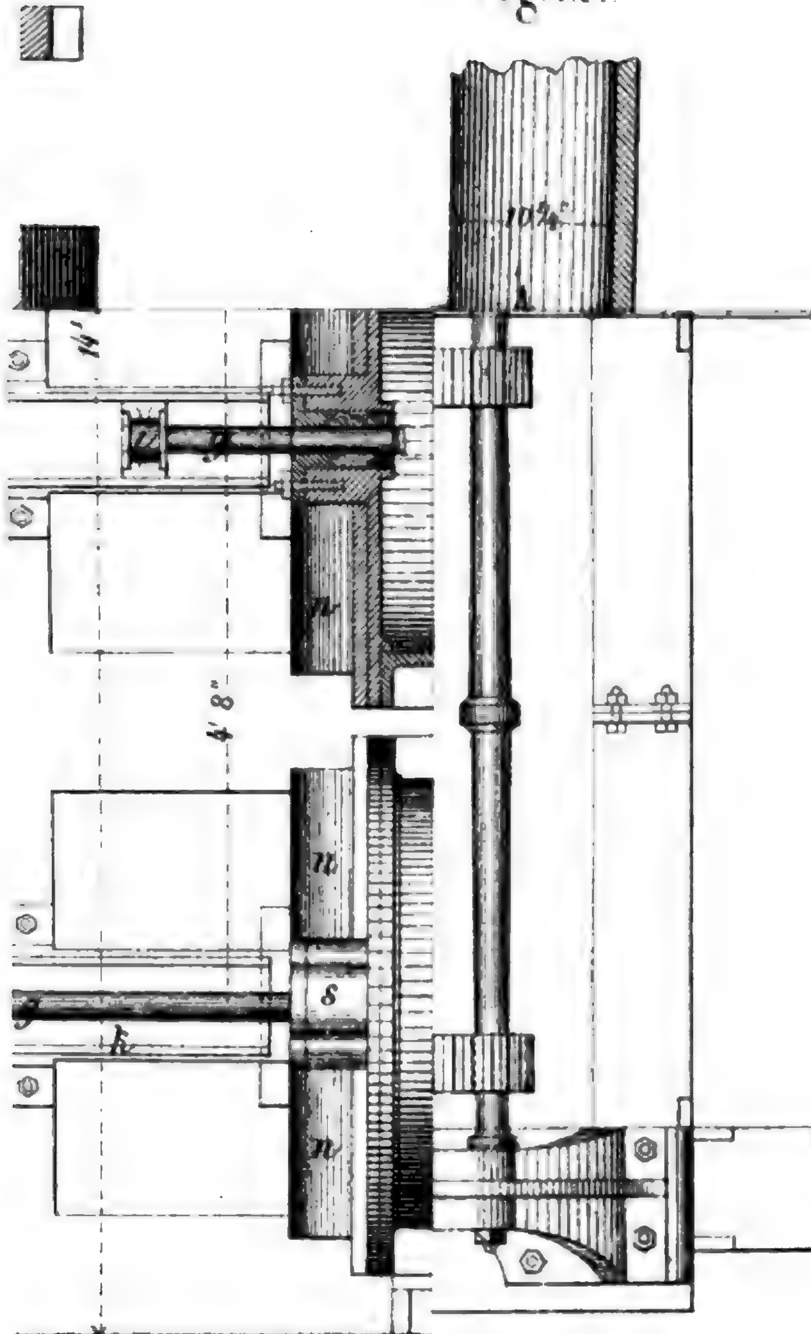


Fig. 105–107 u. 113

Fig. 108–112.

Lith. Anst. von Steinmetz & Bornemann Meissen

Fig. 127.



Lith. Anst. v. Steinmetz & Bornemann. Meissen.

Digitized by Google

Chem 7208.60
Die Oberharzer Huttenprocesse zur
Cabot Science
003413725
3 2044 091 946 202

Digitized by Google